

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**  
**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA**  
**Y METALURGICA**



**APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN VETAS  
ANGOSTAS EN LA MINA YAULIYACU**

**INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL**

**Para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas**  
**Hèctor Jesús Huamancayo Huayhua**  
**Lima – Perú**  
**2007**

# **APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS EN LA MINA YAULIYACU**

## **TABLA DE CONTENIDO**

- 1.- Resumen
- 2.- Generalidades
  - 2.1.- Planteamiento del problema
  - 2.2.- Hipótesis de la investigación
  - 2.3.- Plan y resultados de 2005 y plan de 2006
  - 2.4.- Evolución de la producción
  - 2.5.- Evolución de precios de los metales
  - 2.6.- Evolución de leyes de cabeza de Mina Yauliyacu.
  - 2.7.- Índices de Gestión en Seguridad
- 3.- Objetivos del estudio
- 4.- Ubicación
- 5.- Geología
  - 5.1.- Historia
  - 5.2.- Geología Regional
  - 5.3.- Geología Estructural
  - 5.4.- Mineralogía
    - 4.4.1.- Minerales de mena
    - 4.4.2.- Minerales de ganga
  - 5.5.- Alteración Hidrotermal
  - 5.6.- Mineralogía y Paragenesis
  - 5.7.- Zonamiento de la Mineralogía
  - 5.8.- Vetas
  - 5.9.- Cuerpos
  - 5.10.- Geología Económica
- 6.- Definición de Cuerpo y Veta para elección del método de explotación.
- 7.- Diseño de secciones geológicas y contorno de mineral
- 8.- Condiciones geomecánicas
  - 8.1.- Valoración de la masa rocosa
- 9.- Requerimiento y circuito de ventilación
- 10.- Análisis de costos del método de explotación
  - 10.1.- Análisis de costos de tajeos minado por tajeo por sub niveles en vetas
  - 10.2.- Evaluación económica con el método corte relleno
- 11.- Aplicación del método tajeo por sub niveles en vetas
  - 11.1.- Ingeniería y diseño
    - 11.1.1.- Desarrollo y preparación de las labores
    - 11.1.2.- Diseño de Burden y Espaciamiento por modelo de Langefors.
    - 11.1.3.- Diseño del Slot (cara libre)
    - 11.1.4.- Preparación de planos de perforación de Taladros y marcado
    - 11.1.5.- Cronograma de Producción y Perforación para años 2006.
  - 11.2.- Requerimiento de equipos mecanizados
    - 11.2.1.- Tipos de equipos de perforación
    - 11.2.2.- Costos de equipos de perforación
    - 11.2.3.- Costo horario del miniraptor
    - 11.2.4.- Característica de los equipos

- 11.2.5.- Condiciones de Servicios
- 11.2.6.- Consideraciones en el izaje de equipo para estar cautivo.
- 11.2.7.- Check list de equipo
- 11.2.8.- Instalación del equipo de perforación "Mini Raptor"
- 11.2.9.- Procedimiento de posicionamiento para equipo de perforación  
Mini Raptor 1 y 2
- 11.2.10.- Principales problemas del equipo de perforación
- 12.- Aceros de perforación
  - 12.1.-Rendimiento y costos de aceros
- 13.- Perforación con Mini Raptor
  - 13.1.- Estandares de perforación
  - 13.2.- Costo de perforación
- 14.- Diseño de hoja de carga.
- 15.- Carguio y voladura
  - 15.1.- Voladura Primaria
    - 15.1.1.- Voladura de slot(cara libre)
    - 15.1.2.- Voladura de taladros de producción
    - 15.1.3.- Columna de Carga en taladro
  - 15.2.- Costo de voladura
- 16.- Limpieza de mineral
  - 16.1- Sistema de control remoto para scooptram  
(MUCKMASTER) uso de TELEMANDO
  - 16.2.- Uso de equipo de scooptram con telemando
  - 16.3.- Procedimiento de trabajo
- 17.- Controles
  - 17.1.- Analisis de dilución
  - 17.2.- Análisis y medición de desviaciones
    - 17.2.1.- Concepto y clases de desviación
    - 17.2.2.- Orígenes y causas
    - 17.2.3.- Cuadro de desviaciones de labores en el año 2006
- 18.- Resultados de aceros de perforación
  - 18.1.- Metros perforados de los últimos años
  - 18.2.- Costo unitario perforación en aceros
- 19.- Relaciones del presupuesto
- 20.- Comparación de producción de métodos tajeo por Sub nivel en cuerpos y  
Sub nivel en vetas
- 21.- Comparación de perforación en paralelo y abanico.
- 22.- Conclusiones y recomendaciones.
- 23.- Referencias bibliográficas
- 24.- Apêndice
  - 24.1.- Gráfico de geología estructural
  - 24.2.- Fotos de minerales
  - 24.3.- Fotos de gangas
  - 24.4.- Gráficos de textura de mineral
  - 24.5.- Gráficos de control estructural
  - 24.6.- Gráficos de control litológico
  - 24.7.- Gráficos de alteración hidrotermal
  - 24.8.- Gráficos de zonamiento y paragenesis
  - 24.9.- Gráficos de vetas y cuerpos
  - 24.10.- Diseño del Método de explotación

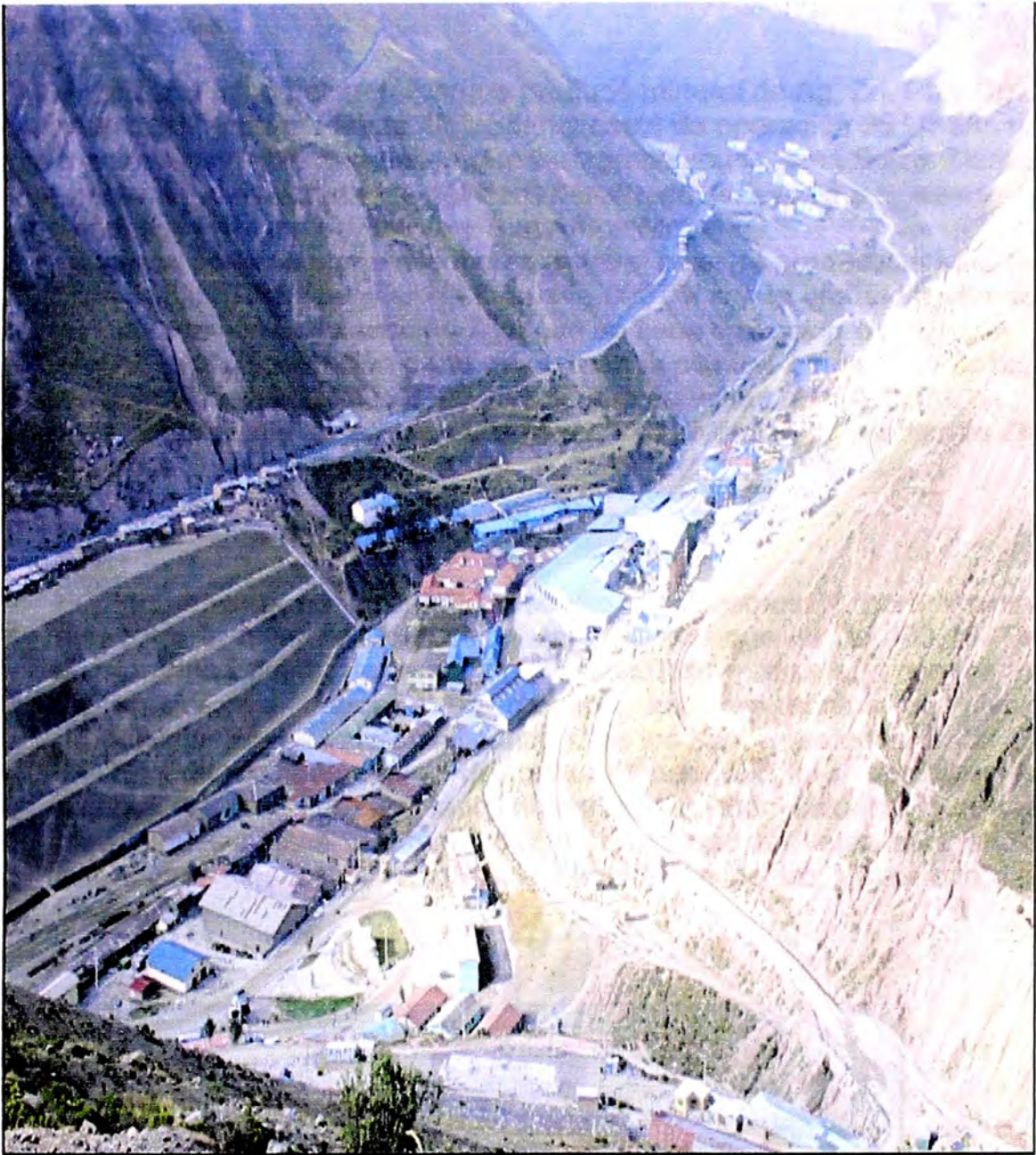
- 24.11.- Diseño de la sección de la labor
- 24.12.- Diseño de las ventajas de limpieza de mineral.
- 24.13.- Diseño de los puentes de protección para el operador.
- 24.14.- Fotos de perforación de Mini Raptor

## 1.- Resumen

Como el caso de Mina Yauliyacu de la Empresa Minera Los Quenuales, en diferentes partes del Perú hay minas en que es imperativo un incremento de la productividad en las vetas angostas, a bajo costo lo cual no es fácil obtenerlo por sistemas convencionales. El explotar las vetas angostas con taladros largos es una alternativa de trabajo que puede revertir esta situación. Una de las circunstancias relevantes por el que Minera Los Quenuales en su Mina Yauliyacu implementa el método de minado Taladros Largos en vetas angostas.

Las reservas en cuerpos se redujeron significativamente e incrementándose las reservas en vetas del año 2004 con respecto al 2005, sin embargo debía de mantenerse la producción en 103,000 tn/mes. Sin subir significativamente los costos operativos, es por ello la Gerencia resuelve implementar el método Narrow Vein Blast Hole Stopping, lográndose obtener estándares aceptables el cual se encuentra en proceso de mejora. Durante el año 2005 se obtuvo una producción de 160,400 TM, que representa el 13%.

<b>TONELADAS PRODUCIDAS/ MET. EXPLOTACION - 2005</b>					
<b>MES</b>	<b>Otros Metodos</b>	<b>SLSV</b>	<b>SLSC</b>	<b>TOTAL</b>	<b>PORCENTAJE %</b>
ENE	61,067	0	42,082	103,149	0
FEB	50,034	1,894	48,593	100,521	1.88
MAR	56,858	2,948	45,214	105,020	2.81
ABR	52,200	16,458	34,395	103,053	15.97
MAY	46,805	21,567	36,175	104,547	20.63
JUN	43,168	21,494	38,380	103,042	20.86
JUL	39,253	23,358	40,989	103,600	22.55
AGO	42,526	20,494	40,387	103,407	19.82
SET	52,886	18,387	31,793	103,066	17.84
OCT	59,057	16,133	29,008	104,198	15.48
NOV	68,072	8,213	25,801	102,086	8.05
DIC	60,264	9,953	33,834	104,051	9.57
<b>AVG</b>					
<b>05</b>	<b>52,683</b>	<b>13,408</b>	<b>37,221</b>	<b>103,312</b>	<b>12.98</b>



# APLICACION DE LA ADROSA ARGOS EN VETAS ANGOSTAS

## 2.- Generalidades

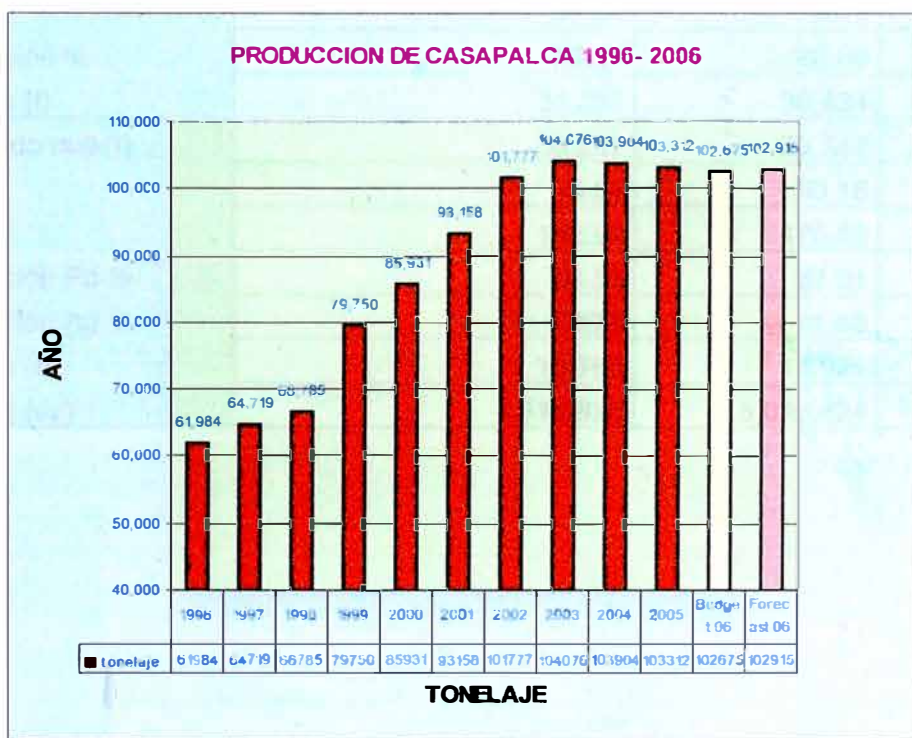
Yauliyacu una mina polimetálica que produce mineral de Ag, Zn, Pb y Cu cuyo valor de mineral promedio de 46 US\$/tn y costo de operación 35 US\$/tn una producción sostenible que desde que se ingreso con la firma Suiza Glencore que opera en varias unidades del Perú (Yauliyacu, Iscaycruz y Rosaura), en Argentina(La Patagonia), Bolivia y Sud África(Mopani).

En yauliyacu se tiene planes de incrementar el nivel de producción para el año 2007 en 108,000TM y para el 2008 en 145,000TM con la profundización de la mina la creación de la sección 7 ya que se tiene 6 secciones actual, el mineral de la profundización parte de trata en la planta Rosaura que saldrá por la bocamina Yauliyacu nivel 2700 y se llevara en volquetes de 25TM.

La mina actualmente se tiene en la sección V el nivel de profundización el nivel 4500 y en la sección VI el nivel 4100.

### 2.1 Planteamiento del problema

El agotamiento de nuestras reservas en cuerpos y para mantener o aumentar el nivel de producción de yauliyacu que es de 103,000TM/mês, sostener una planta de tratamiento de 160TM/hr, mas aun con los mejores de precios del mercado de metales, los incrementos de niveles de producción que se esta planificando para los siguientes años, tratar bloques de mineral de bajo valor de mineral, nos obliga a optimizar nuestra explotación en vetas, por tanto mecanizarlas, todo esfuerzo que hagamos para reducir costos y aumentar la productividad en vetas será una buena inversión, como es el caso de la Explotación de las Vetas con Taladros Largos.



## 2.2.- Hipótesis de la investigación

Como se tiene que mantener una producción y con la reducción del aporte de cuerpos se tiene que incrementar la producción de vetas angostas, por ello que el método de taladros largos en vetas angostas como método de minado en reemplazo de corte y relleno en bloques que tengas las condiciones que requiere este método, tales como geomecánicas, geológicas y de dimensiones el uso de Mini Jumbos para tales dimensiones de labores y criterios de taladros largos en cuerpos.

## 2.3.- Plan y resultados de 2005 y plan de 2006

Se muestra los indicadores de gestión del año 2005 y plan del 2006.

### Plan de Producción 2005 – 2006

#### Resultados Metalúrgicos

	Real 2005	Budget 2005	Budget 2006
Mineral tratado	1,239,744	1,236,000	1,232,100
Zn %	2.92	2.88	3.03
Pb%	1.31	1.39	1.35
Cu%	0.3	0.26	0.31
Ag Oz/t	4.43	5.05	4.52
Zn Concentrado(t)	54,221	53,625	56,073
Zn %	57.64	57.5	57.7
Recuperación %	86.37	86.68	86.7
Fino de Zn (t)	31,251	30,834	32,354
Concentrado bulk(t)	30,217	29,747	30,911
Pb%	45.56	50.16	46.00
Ag Oz/t	142.93	170.65	144.04
Recuperación Pb %	84.56	87.01	85.70
Recuperación Ag %	78.78	81.35	80.00
Fino de Pb (t)	13,766	14,921	14,219
Fino de Ag (oz)	4,318,836	5,076,424	4,453,126



## Costos de producción de yauliyacu

Centro de Costo	Costo Producción (US\$/T)		
	Real	Budget	Budget
	2005	2005	2006
Mina	14.99	14.16	16.12
Concentración	5.12	4.58	5.08
Mantenimiento	1.67	1.5	1.8
Indirectos	2.51	2.42	3.23
<b>Total</b>	<b>24.29</b>	<b>22.66</b>	<b>26.23</b>
Por tipo de Gasto	Real	Budget	Budget
	2005	2005	2006
Mano de Obra	5.92	5.76	6.37
Materiales	5.5	5.91	5.83
Terceros	9.05	8.19	10.4
Energía	3.82	2.8	3.63
<b>Total</b>	<b>24.29</b>	<b>22.66</b>	<b>26.23</b>

### 2.4- Evolución de la producción

La producción se muestra el crecimiento de aporte de veta, esto por la baja de cubicación de cuerpos en los últimos años.

EVOLUCION DE LA PRODUCCION				
	2003	2004	2005	2006
CUERPOS	72.79%	63.48%	38.52%	32.00%
VETAS	27.21%	36.52%	61.48%	68.00%

Yauliyacu tiene 6 secciones que aportan según el mostrado, el aporte zona Alta que comprende secciones I, II y III aporta mas Ag(plata) y la zona baja que Comprende las secciones I V, V y VI aporta mas Zinc (Zn).

PRODUCCION DE MINA POR SECCIONES						
	PROM- 01	PROM- 02	PROM- 03	PROM- 04	PROM- 06	%
SECCION I	24615	22009	22049	25394	20,633	20%
SECCION II	25808	27896	34974	31232	28,769	28%
SECCION III	5981	7076	7839	7060	6,440	6%
SECCION IV	17025	18283	18635	17434	16,373	16%
SECCION V	25308	21595	16788	17143	20,880	20%
SECCION VI		4408	4136	5641	10,009	10%
<b>TOTAL</b>	<b>98,737</b>	<b>101,267</b>	<b>104,421</b>	<b>103,904</b>	<b>103,103</b>	<b>100%</b>

Los lineales que se realiza en yauliyacu en promedio es 3,500m:  
 DP, que es desarrollo primario es costo de ingeniería es inversión  
 DE, es desarrollo exploratorio es costo de geología es inversión  
 P, es preparación de tajeo. Es costo de mina es operativo

MES	METRADOS							
	ACTUAL				BUDGET(presupuesto)			
	DP	DE	P	TOTAL	DP	DE	P	TOTAL
PROM-04	1,214	726	1,052	2,992	1,339	792	1,266	3,397
PROM-05	1,317	899	1,143	3,359	969	758	1,556	3,283
Ene-06	934	1,088	854	2,876	1,312	971	1,217	3,500
Feb-06	1,040	1,339	1,054	3,433	1,280	1,016	1,374	3,670
Mar-06	1,250	1,167	1,151	3,568	1,179	1,077	1,287	3,543
Abr-06	972	955	1,311	3,238	1,071	1,028	1,252	3,351
May-06	1,310	1,119	1,310	3,739	1,107	1,395	1,122	3,624
Jun-06	1,182	1,464	1,198	3,844	1,201	995	1,091	3,287
Jul-06	981	1,260	1,282	3,523	1,203	1,195	1,149	3,547
Ago-06	997	1,172	1,388	3,557	1,062	2,213	1,021	4,296
PROM-06	1,083	1,196	1,194	3,472	1,177	1,236	1,189	3,602

El Costo de operación en promedio se muestra a continuación.

COSTOS DE OPERACIÓN US\$/T			
	CONVENCIONAL VETAS	MECANIZADO VETAS	MECANIZADO CUERPOS
COSTO MINA	20	12.9	9.6
PLANTA	5.0	5	5
MANTENIMIENTO	1.7	1.7	1.7
INDIRECTOS	2.5	2.5	2.5
SUB TOTAL	9.2	9.2	9.2
CAPEX	10	10	8
COSTO TOTAL	39.2	32.1	26.8

## 2.5.- Evolución de precios de los metales

Actualmente los precios están en aumento.

Precios de Metales	US\$/tn			US\$/oz
	Zn	Pb	Cu	Ag
	Budget 2006	1,440.0	850.0	3,000.0
Prom. 01	885.7	476.2	1,278.3	4.4
Prom. 02	776.4	452.2	4,564.1	4.6
Prom. 03	827.7	515.0	1,779.3	4.9
Prom. 04	1,047.7	886.6	2,865.8	6.7
Prom. 05	1,381.3	676.5	3,678.9	7.3
Ene-06	2,090.0	1,256.0	4,734.0	9.2
Feb-06	2,219.4	1,277.1	4,982.4	9.2
Mar-06	2,416.9	1,192.0	5,102.8	10.4
Abr-06	3,084.8	1,170.4	6,387.8	12.6
May-06	3,565.7	1,166.9	8,045.9	13.5
Jun-06	3,225.7	963.9	7,197.6	10.7
Jul-06	3,339.9	1,052.4	7,712.1	11.2
Ago-06	3,347.3	1,174.1	7,695.7	12.2
Prom. 06	2,911.2	1,156.6	6,482.3	11.1

## 2.6.- Evolución de leyes de cabeza de Mina Yauliyacu

Yauliyacu tiene leyes que son de su composito de vetas y cuerpos, cabe resaltar que las leyes de cuerpos son de diseminaciones de cajas tanto de techo y piso, son menor que de veta.

Leyes de Cabeza de Yauliyacu								
Mes	ACTUAL				BUDGET			
	Zn(%)	Pb(%)	Cu(%)	Ag(Oz)	Zn(%)	Pb(%)	Cu(%)	Ag(Oz)
Prom. 01	3.50	1.36	0.27	4.59	3.52	1.23	0.30	4.60
Prom. 02	3.42	1.43	0.27	4.46	3.44	1.25	0.28	4.51
Prom. 03	3.26	1.40	0.24	4.53	3.43	1.25	0.28	4.48
Prom. 04	2.97	1.44	0.28	4.96	3.24	1.35	0.26	4.59
Prom. 05	2.92	1.30	0.30	4.43	2.88	1.39	0.26	5.05
Ene-06	2.66	1.23	0.28	3.96	3.04	1.37	0.29	4.63
Feb-06	2.52	1.22	0.29	4.02	3.14	1.42	0.30	4.59
Mar-06	2.67	1.15	0.28	3.92	3.07	1.39	0.30	4.62
Abr-06	2.70	1.18	0.27	3.90	3.02	1.41	0.29	4.68
May-06	2.78	1.14	0.28	4.19	3.06	1.35	0.29	4.61
Jun-06	2.57	1.05	0.28	4.09	3.03	1.34	0.29	4.61
Jul-06	2.78	1.15	0.31	4.41	3.00	1.34	0.30	4.49
Ago-06	2.77	1.13	0.32	4.16	2.94	1.33	0.31	4.49

## COSTOS UNITARIOS PROMEDIOS (USD/TMS) POR SECCION 2006

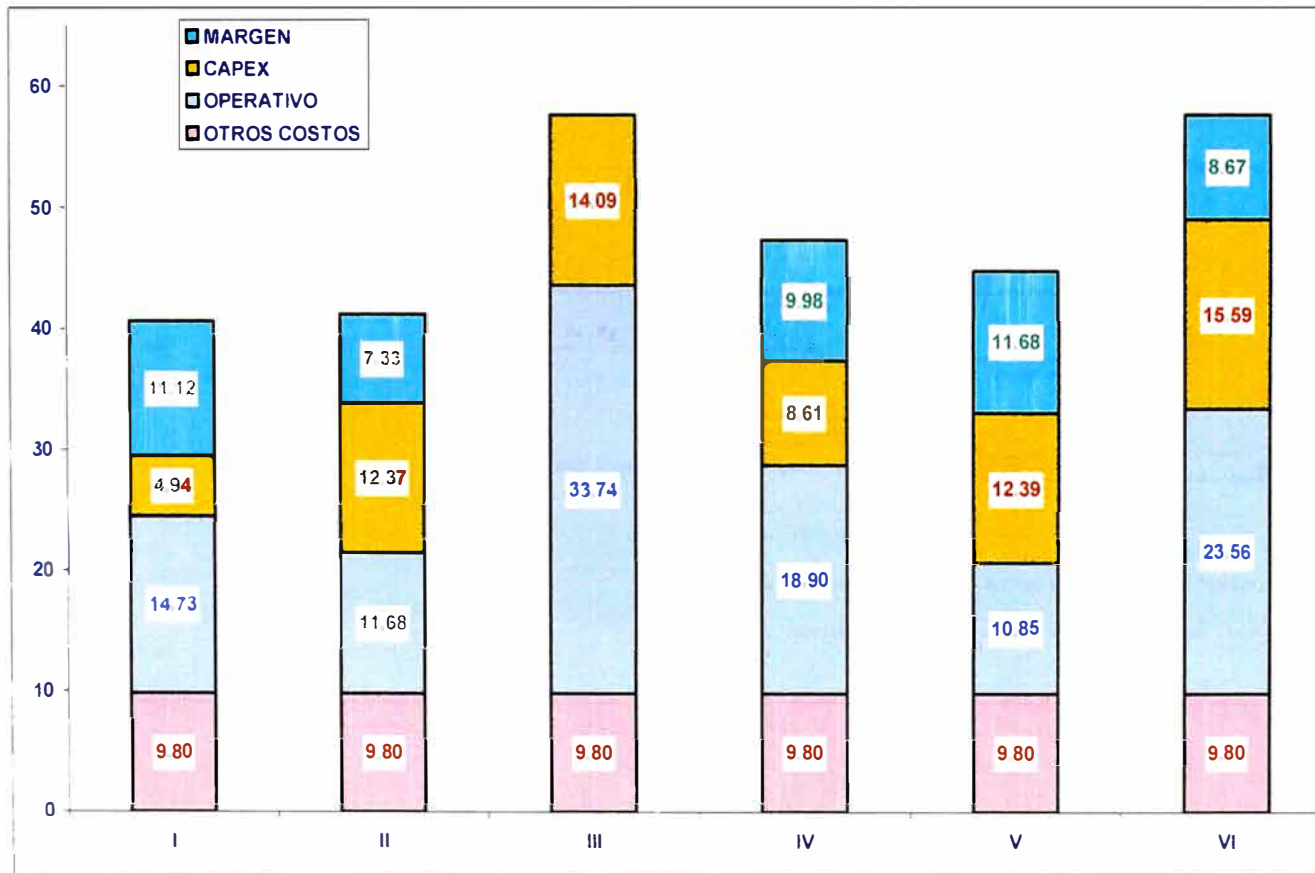
(Promedios YTD 2006)

SECCION	I	II	III	IV	V	VI	PROM
OPERATIVO	14.73	11.68	33.74	18.90	10.85	23.56	15.82
CAPEX	4.94	12.37	14.09	8.61	12.39	15.59	10.70
<b>TOTAL COSTOS O+C</b>	<b>19.67</b>	<b>24.05</b>	<b>47.83</b>	<b>27.50</b>	<b>23.24</b>	<b>39.16</b>	<b>26.52</b>
Valor mineral (USD/TMS)	40.60	41.18	56.02	47.28	44.72	57.62	45.28
<b>TMS PROM.</b>	<b>20,693</b>	<b>28,616</b>	<b>6,477</b>	<b>16,587</b>	<b>20,784</b>	<b>9,971</b>	<b>103,128</b>

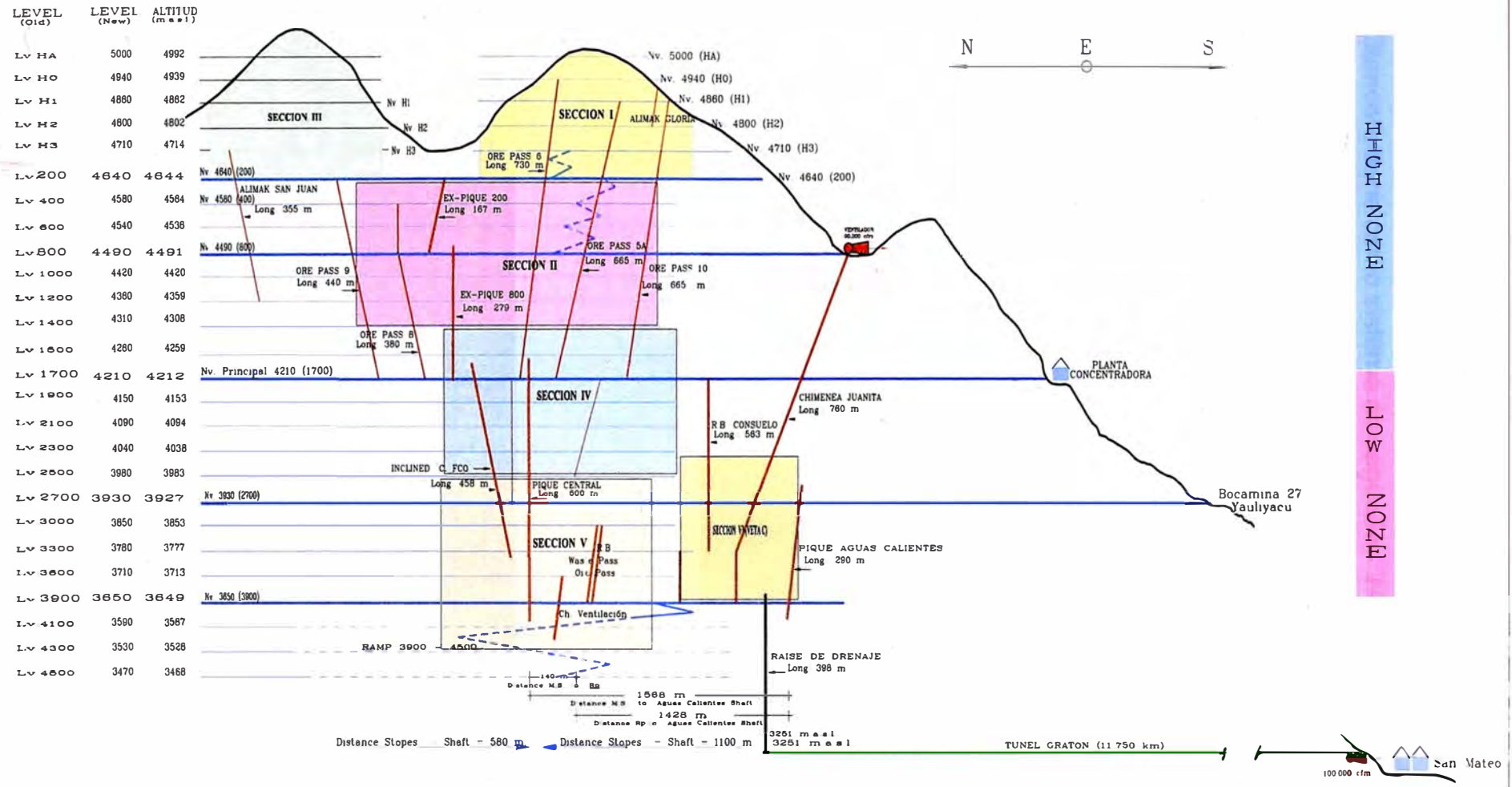
### PROMEDIO COSTOS OTRAS AREAS (YTD 2006)

PLANTA	5.13
MANTENIMIENTO	1.69
INDIRECTOS	2.98
<b>TOTAL OTROS</b>	<b>9.80</b>

<b>TOTAL COSTOS</b>	<b>29.47</b>	<b>33.85</b>	<b>57.63</b>	<b>37.30</b>	<b>33.04</b>	<b>48.96</b>	<b>36.32</b>
<b>MARGEN UTIL.</b>	<b>11.12</b>	<b>7.33</b>	<b>-1.61</b>	<b>9.98</b>	<b>11.68</b>	<b>8.67</b>	<b>8.96</b>



# VISTA LONGITUDINAL



VERTICAL DISTANCE FROM LEVEL H1 TO LEVEL 3900 = 1273 m  
 VERTICAL DISTANCE FROM LEVEL H1 TO LEVEL 4500 = 1475 m  
 VERTICAL DISTANCE FROM LEVEL H1 TO GRATON TUNNEL = 1670 m

## 2.7.- Índices de Gestión de Seguridad

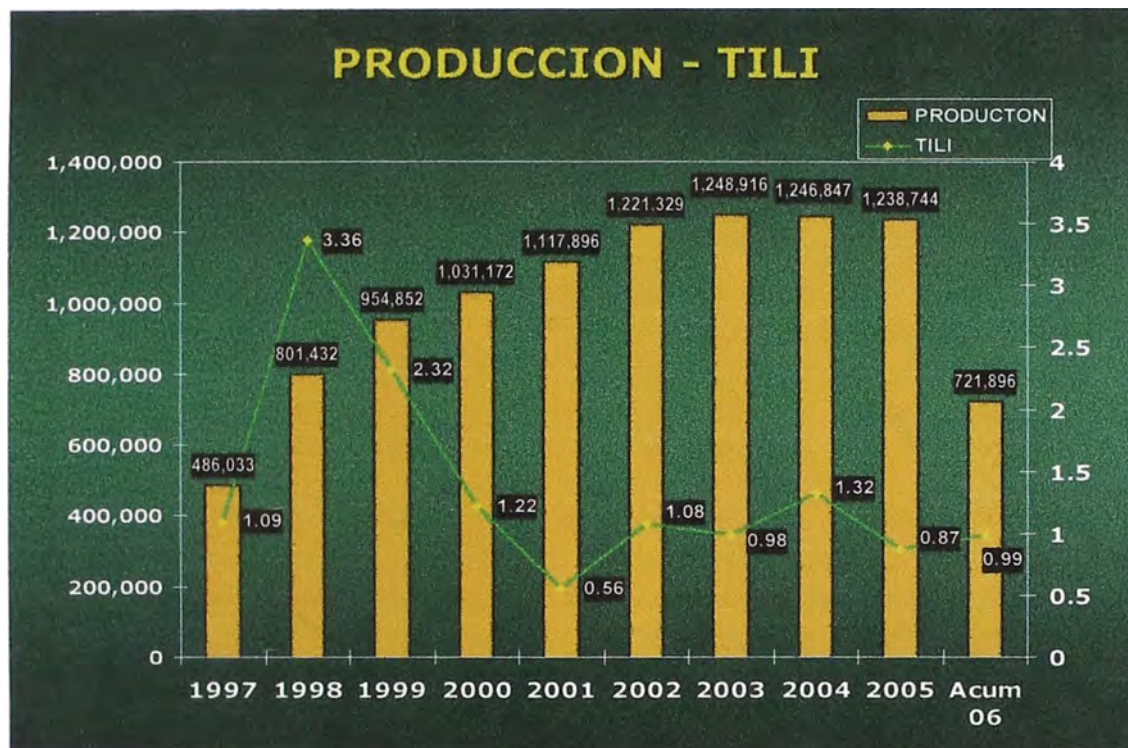
Glencore tiene como sistema de seguridad "NOSA "



### INDICES DE GESTION

ENERO - AGOSTO	2005			2006			VARIACION %
	COMPANIA	CONTRATA	TOTAL	COMPANIA	CONTRATA	TOTAL	
Nro. de Trabajadores	461	1,483	1,944	406	1,816	2,222	14
H. H. Trabajadas	780,546	2,419,124	3,199,670	414,715	2,835,767	3,250,482	2
REL. Per. CIA / CTTA.	1	3	--	1	3	--	=
Accid. Trivial	1	6	7	5	15	20	186
Incap.+ Fatal	8	10	18	4	11	15	-17
<b>TOTAL</b>	<b>9</b>	<b>16</b>	<b>25</b>	<b>9</b>	<b>26</b>	<b>35</b>	<b>40</b>
Días perdidos	6,856	7,408	14,264	987	762	1,749	-88
Indice Frecuencia	10.25	4.13	5.63	9.65	3.88	4.61	-18
Severidad	8,784	3,062	4,458	2,380	269	538	-88
Accidentab.	90.03	12.66	25.08	22.96	1.04	2.48	-90
TILI	2.05	0.83	1.13	1.93	0.78	0.92	-18

TILI acumulado hasta agosto de 2006, se muestra el plan cero accidentes en yauliyacu ya se alcanzo 1`584,00 horas sin accidentes (124dias) hasta diciembre del año pasado 2005.



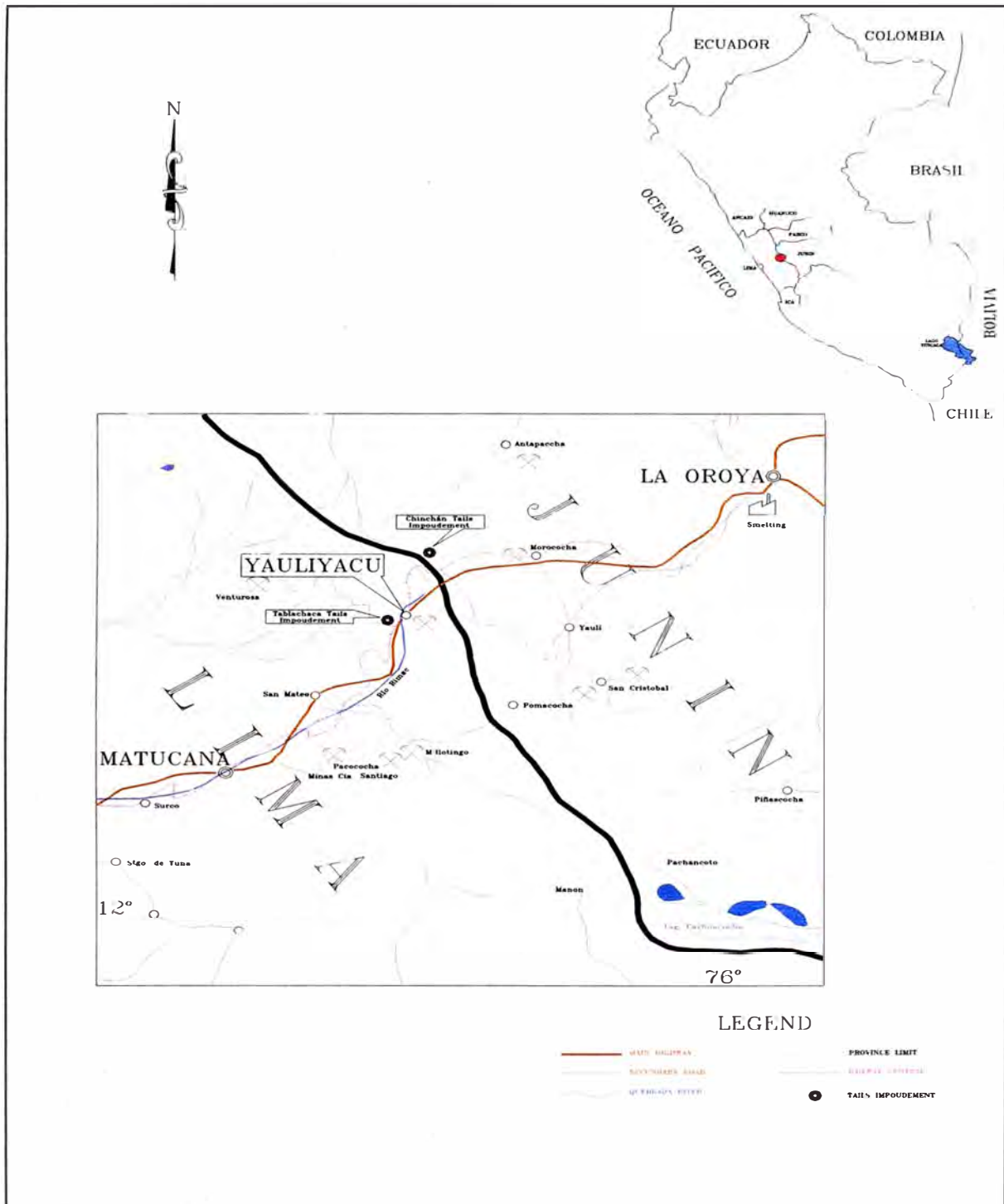
### 3.- Objetivos del estudio

Los objetivos más relevantes son:

1. Explotar este método con los estándares de Seguridad, según el sistema NOSA
2. Como se esta reduciendo el aporte de cuerpos en la producción se requiere aumentar la producción de vetas para ello es comprobado el uso de este método con equipos de menor tamaño.
3. Mecanizar las vetas para aumentar las toneladas por taladro, de esta forma se aumenta la producción de vetas a menor tiempo y costo.
4. Sale como alternativa respecto del corte y relleno y shrinkage.
5. Tener un diseño estándar que nos permita hacer la preparación estrictamente necesaria, esto según el requerimiento de equipo mecanizado.
6. Tomar en cuenta todos los aspectos que influyen en la desviación para reducirlos, cumplir con el máximo permisible 2%
7. Llevar un registro de las diferentes etapas de trabajo para cuantificarlos y mejorarlos, mejorar el uso de equipo y varillaje T38 el mas versátil.

#### 4.- Ubicación

La mina Casapalca está ubicada en la zona central del Perú, a 120 km al este de la ciudad de Lima, distrito de Chicla, provincia de Huarochiri, departamento de Lima. sobre el flanco oeste de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales y a una altura promedio de 4,250 m sobre el nivel del mar. Entre las coordenadas 11o 30' Latitud Sur y 76o 10' de Longitud Oeste.



**Grafico de Ubicación de la Mina Yauliyacu**



## 5.- Geología

### 5.1.- Historia

La secuencia estratigráfica del distrito minero de Casapalca muestra rocas sedimentarias y volcánicas cuyas edades varían del Cretáceo al Cuaternario. Estas rocas han sido intensamente plegadas constituyendo diversas estructuras entre las cuales se distingue el anticlinal Casapalca cuyo eje se orienta en forma paralela a la estructura general de los Andes. La mineralización se presenta en vetas rellenando fracturas, las cuales atraviesan la secuencia estratigráfica del distrito y cuerpos mineralizados que se emplazan principalmente en la formación Casapalca.

**La mina Casapalca es productora de plomo, zinc, plata y cantidades menores de cobre.** La mineralogía es relativamente simple, constituida por galena, esfalerita, tetraedrita y calcopirita como minerales de mena de mayor abundancia; los minerales de ganga están representados principalmente por piritita, calcita y cuarzo.

La mineralización muestra una marcada distribución zonal, siendo ésta más acentuada en la dirección horizontal que en la vertical. **La alteración hidrotermal** de las rocas encajonantes aparentemente sigue una secuencia normal, es decir, **silicificación, piritización, sericitización** en zonas aledañas a las vetas y propilitización a cierta distancia de ellas.

La extracción de mena de plomo-zinc con alto contenido de plata en el área de Casapalca se remonta a tiempos coloniales. En esta época la explotación estuvo restringida a las zonas de fácil acceso ó a la superficie. A fines del siglo pasado la compañía Backus & Johnston, propietaria en aquel tiempo de los denuncios, empezó el desarrollo y la explotación sistemática de las estructuras mineralizadas del distrito; posteriormente en 1921, la compañía Cerro de Pasco compró la mayoría de las concesiones que actualmente conforman la zona minera activa, iniciándose de ésta manera la exploración, desarrollo y explotación técnica y planificada de estos depósitos minerales.

La Cerro de Pasco al desarrollar un túnel de 11.7 Km. de longitud denominado "**Graton**"(1961) inició un gran proyecto, el cuál permite el drenaje y la subsiguiente exploración y desarrollo de las partes inferiores de las estructuras mineralizadas del distrito; Centromín-Perú al perforar una chimenea "Raise Borer" entre el nivel 3900 y el túnel Graton, complementó este proyecto.

**Centromín-Perú adquirió el 1º de Enero de 1974** todas las propiedades de la compañía Cerro de Pasco Co, y realizó diferentes trabajos de expansión con la finalidad de incrementar la producción, alcanzando las 64,000 T.M.S./Mes.

**Empresa Minera Yauliyacu S.A. al haber adquirido el 1º de Mayo de 1997** las propiedades de Centromin Perú, a realizado diferentes mejoras y

rehabilitaciones con el **objeto de incrementar la producción a corto plazo; el estimado es de 72.000 TMS/mes, para el 1998.**

El distrito minero de Casapalca ha sido objeto de continuos estudios efectuados por geólogos tanto nacionales como extranjeros. El primer estudio integral fue realizado por H. E. McKinstry y J. A. Noble (1928), ellos delinearon la estructura general y la mineralogía del distrito.

Posteriormente, durante el desarrollo de las actividades mineras, numerosos trabajos fueron efectuados: R. H. Kimball (1943), W. C. Lacy (1947), G. E. Kruger (1948), R. B. Francken (1955), A. R. Still (1956), C. J. Overweel (1957), W. Nuñez (1973), Rye y Sawkins (1974), R. Reid (1975), I. Wu (1975), A. Alvarez (1980), B. Eduardo (1986) y otros.

En 1956 con motivo del Proyecto Graton, H. W. Kobe realizó un detenido estudio del área Noreste del distrito. Numerosos geólogos peruanos han realizado interesantes estudios de las estructuras mineralizadas en superficie y en la mina subterránea.

Todos estos trabajos han contribuido al mejor conocimiento de la geología del distrito, así como a un mejor aprovechamiento de sus riquezas mineras

## **5.2.- Geología Regional**

La secuencia estratigráfica del distrito está constituida por rocas sedimentarias y volcánicas, cuyas edades fluctúan desde el Cretáceo hasta el Cuaternario. El distrito muestra plegamientos, desarrollándose pliegues invertidos cuyos ejes se orientan paralelamente a la dirección general de los Andes. La estructura principal, es el anticlinorium Casapalca, que constituye un pliegue moderadamente abierto en la parte central del distrito, el cuál se cierra hacia el norte hasta constituir una falla inversa de empuje con buzamiento al este. Cuerpos intrusivos de composición intermedia se encuentran intruyendo la secuencia sedimentaria y volcánica.

### **A)ESTRATIGRAFIA**

La columna estratigráfica de la región está conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas (capas rojas), brechas y flujos volcánicos, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5,400 m.

#### **1.-CRETACEO**

**Grupo Machay** En el área de Casapalca, este grupo no ha sido estudiado en detalle, está constituido principalmente por calizas con intercalaciones de lutitas arenosas, se ubica en la parte suroeste del distrito.

**Formación Jumasha :** Las rocas de ésta formación no afloran en superficie dentro del área de Casapalca; sin embargo una secuencia correlacionable con esta formación constituida por calizas de color gris con

algunas intercalaciones de lutitas, fué interceptada en el nivel 5200 por los túneles Graton. Secuencias representativas de calizas Jumasha afloran prominentemente a lo largo de las montañas que conforman la Divisoria Continental, presentando un característico color gris claro en contraste con los colores oscuros que presentan las calizas de la formación Pariatambo, pertenecientes al grupo Machay, (J.J. Wilson, Enero de 1963). Macroscópicamente, las rocas presentan venillas y puntos de epidota, clorita y granates configurando esto una alteración tipo skarn. En ésta zona, también se observan vetillas y diseminaciones de pirita, esfalerita, calcita, calcopirita y tetraedrita.

Estudios microscópicos de éstas rocas (Rye y Sawkins), han detectado la formación de tremolita y finos granos de cuarzo a partir de la calcita. El skarn se halla atravesado por finas vetillas de grosularia, epidota, tremolita, calcita, cuarzo y sulfuros diseminados. Los sulfuros que están en la matriz de cuarzo y calcita son: pirita, esfalerita con inclusiones de calcopirita de una primera etapa, tetraedrita y calcopirita de etapa posterior.

En base a estudios de secciones delgadas de muestras tomadas en la chimenea Raise Borer que une el nivel 3900 con el túnel Graton, se ha determinado:

-Muestra A (altura del nivel 3900, Graton Túnel) arenisca cuarzosa con matriz calcosilicatada, piritizada, epidotizada y calcitizada (G. Alric).

-Muestra B-C-D-E (altura del nivel 3900, intermedias entre éste nivel y el túnel Graton) arenisca calcárea; cloritizada, piritizada, silicificada (M. Dalheimer).

## **2.-TERCIARIO**

**Formación Casapalca** : Constituye la formación más antigua que aflora en el área. Forma el amplio anticlinal Casapalca, que es cortado por el río Rimac y comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental. Esta formación ha sido dividida en tres miembros (ver columna estratigráfica). La descripción de los dos principales miembros es la siguiente:

**a.-Capas Rojas** Este miembro se caracteriza por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, presentando el conjunto coloraciones rojizas debido a finas diseminaciones de hematita. Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación.

No han sido identificados estratos de la formación Celendín, ni fósiles dentro de las capas rojas que hagan posible la asignación de una edad precisa; sin embargo por su relación estratigráfica se les ha asignado una

edad que puede estar entre fines del Cretáceo y comienzos del Terciario (T.S. Szekely 1967).

**b.-Conglomerado Carmen** : Sobreyaciendo a las capas rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerado y calizas intercaladas con capas de areniscas y lutitas de una potencia que varía de 80 a 200 m denominado miembro Carmen. Los conglomerados, que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y cantos rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno-arcilloza y cemento calcáreo.

**Formación Carlos Francisco** : Sobre las rocas sedimentarias se encuentra una potente serie de rocas volcánicas a las que se ha denominado formación Carlos Francisco. Esta ha sido dividida en tres miembros:

**a.-Volcánicos Tablachaca** : Sobreyaciendo al miembro Carmen y separado de éste por lutitas de potencia variable, se encuentra una sucesión de rocas volcánicas constituidas por tufos, brechas, conglomerados, aglomerados y rocas porfiríticas efusivas que forman el miembro Tablachaca.

**B.-Volcánicos Carlos Francisco:** Sobre el miembro Tablachaca se encuentran los volcánicos Carlos Francisco que consisten de flujos andesíticos masivos y fragmentados (brecha). Las capas de brecha consisten de fragmentos porfiríticos angulares, generalmente verdosos, incluidos en una matriz de roca porfirítica rojiza. Intercaladas con las brechas están las andesitas porfiríticas que varían de gris oscuro a verde. Los fenocristales de feldespatos son conspicuos y alterados a clorita y calcita.

**C.-Tufos Yauliyacu:** Los tufos Yauliyacu sobreyacen a los volcánicos Carlos Francisco concordantemente. Este miembro consiste de tufos rojizos de grano fino.

**Formación Bellavista:** Está formación consiste de capas delgadas de calizas de color gris con algunas intercalaciones de calizas gris oscura con nódulos de sílice, tufos de grano fino y lutitas rojizas.

**Formación Río Blanco:** Sobre la formación Bellavista descansa una potente serie de volcánicos bien estratificados que consisten en tufos de lapilli de color rojizo con intercalaciones de brecha y riolitas. Algunas capas de calizas ocurren en la parte inferior de la formación. En el área afloran hacia al sureste, pero su mayor exposición se encuentra entre Chicla y Río Blanco a 12 Km. al suroeste de Casapalca.

### **3.-CUATERNARIO**

El Cuaternario está representado en la región de Casapalca por una serie de depósitos glaciares y conos de escombros de formación reciente.

**Pleistoceno** : Debajo de los depósitos glaciares recientes existen potentes series de morrenas terminales a elevaciones aproximadas de 4,300 a 4,500 m sobre el nivel del mar, no han sido encontrados signos de glaciación debajo de estas elevaciones en el valle del Rímac; sin embargo en otros valles, depósitos glaciares fueron encontrados en elevaciones de 3,900 m (H.E.Mckinstry y J.A. Noble, 1932).

**Reciente**: Consiste de materiales inconsolidados compuestos por clastos angulosos de diversos tamaños, que forman conos y taludes.

**Intrusivos**: En el distrito afloran varios cuerpos intrusivos que son de composición intermedia, químicamente similares con alto contenido de soda, aunque varían en la textura y alteración.

**Pórfido Taruca**: Diques y stocks que intruyen a los volcánicos aflorantes en la zona La Americana al sureste del área. Uno de los stocks de forma elongada con dirección norte-sur aflora en el cerro Taruca. Estos diques y stocks son porfiríticos, con fenocristales de feldspatos (oligoclasa-albita), hornblenda y poco cuarzo incluido en una matriz afanítica. Estas rocas pueden ser llamadas andesitas porfiríticas.

**Pórfido Victoria**: Un cuerpo intrusivo de color gris claro se encuentra en la parte norte del área. El afloramiento es aproximadamente de 300 m de ancho. La roca consiste de fenocristales de albita y poco cuarzo en una matriz fina de sericita.

### 5.3.- Geología Estructural

#### **PLEGAMIENTO Y FRACTURAMIENTO (Geología Estructural)**

Las unidades estratigráficas en el distrito están plegadas, teniendo sus ejes un rumbo general de N 20o O, lo que hace que sean aproximadamente paralelas al lineamiento general de los Andes. La estructura de mayor importancia es el anticlinórium Casapalca que presenta plegamientos (sinclinales y anticlinales) menores en sus flancos. En el flanco Suroeste del anticlinórium Casapalca se tiene el sinclinal Río Blanco constituido por el pórfido Carlos Francisco, tufos Yauliyacu, volcánicos Río Blanco y calizas Bellavista. El sinclinal Americana en el cual todas las unidades volcánicas terciarias son expuestas, tiene como núcleo a las calizas Bellavista, se ubica bordeando el flanco noreste del anticlinórium Casapalca.

**En al área de Casapalca se encuentran tres grandes fallas inversas** conservando cierto paralelismo entre sí, estas fallas son: Infiernillo con rumbo N 38o O y buzamiento de 70o al SO, Rosaura de rumbo N 43o O y buzamiento 80o al SO (presenta mineralización), Americana con rumbo N 38o O y buzamiento de 70o al NE. La falla Río Blanco en la parte SO del distrito tiene un rumbo cerca de N 35o E paralelo al sistema de la vetas M y C. En subsuelo la gran falla de rumbo N 55o O, desplaza a las vetas siendo dicho desplazamiento ligeramente mayor en profundidad.

#### **Gráficos de geología estructural (Apéndice 24.1)**

## 5.4.- Mineralogía

### 5.4.1.- Minerales de mena

La mina Yauliyacu es productora de Zinc, Plomo, Plata y cantidades menores de Cobre.

La mineralogía es constituida por Esfalerita, Galena, Tetrahedrita y Calcopirita como minerales de mena de mayor abundancia.

#### Gráficos de minerales (Apéndice 24.2)

### 5.4.2.- Minerales de ganga

Los minerales de ganga están representados principalmente por Pirita, Calcita y Cuarzo

#### Gráficos de ganga (Apéndice 24.3)

## 5.5.- Alteración Hidrotermal

La alteración de las rocas encajonantes muestra una estrecha relación con la distribución zonal de los minerales. En la Zona I la roca está intensamente silicificada y piritizada hasta una distancia de 300 a 400 m fuera de las vetas. Pasando hacia la Zona II, el ancho de alteración decrece hasta aproximadamente 30 m y en la Zona III la alteración es solamente de algunos centímetros.

Desde un punto de vista general, la alteración de la roca encajonante sigue una secuencia normal, que va de la propilitización, a cierta distancia de las vetas, a la piritización, sericitización y silicificación cerca a ellas.

**Las rocas volcánicas extrusivas**, en las zonas de mayor alteración (cerca a la veta) son de color gris claro conformada por cuarzo, pirita y feldespatos alterados a sericita, no siendo estos distinguibles macroscópicamente. A mayor distancia de la veta, la epidotización es común y los cristales de feldespatos son visibles. Los ferromagnesianos son alterados a clorita y epidota con presencia de pirita.

**Las capas rojas y los conglomerados**, en la zona central de la mina, están intensamente alteradas, extendiéndose la silicificación y piritización por varias decenas de metros. La Pirita se presenta en cristales cúbicos y en delgadas vetillas. Hacia el Sur, en la sección Aguas Calientes, la alteración es menos intensa. La roca se presenta blanqueada hasta unos 10 a 15 m en las proximidades de las vetas, la silicificación no es muy intensa. En las zonas de alteración moderada la roca está epidotizada.

## ORIGEN DEL DEPÓSITO

Las soluciones mineralizantes aparentemente no están relacionadas a ningún intrusivo del área. En el distrito, hay una serie de pequeños

intrusivos, que muestran mineralización dentro ó alrededor de ellos y las rocas que los rodean se hallan alteradas.

Una hipótesis considera la presencia de un **batolito** infrayaciendo en el área de Casapalca. Graton, especula considerando a este batolito dentro de un aspecto regional que abarcaría a tres distritos mineros: Casapalca, Morococha y San Cristobal y que sus variaciones mineralógicas dependerían de las distancias, temperaturas y condiciones ambientales locales.

En efecto, es probable que **los intrusivos** que afloran en Casapalca, sean una cúpula de un batolito infrayaciente. De una de estas cúpulas, que aún permanecen en profundidad, posiblemente emergieron las soluciones mineralizantes que han formado las principales vetas.

En base a estudios del zonamiento mineralógico, características de ciertos minerales, distribución metálica y cocientes metálicos, se han determinado hipotéticos canales de flujo, a lo largo de los cuales las soluciones mineralizantes emergieron desde la profundidad. El canal principal y de mayor temperatura, estaría localizado en la parte central de la mina, entre las secciones Aguas Calientes y Carlos Francisco (Zona II). Esta teoría también se basa en los siguientes hechos:

- a) La huebnerita, considerado como mineral de alta temperatura, está confinada a esta área.
- b) La calcita pura es generalmente estable a temperaturas altas a diferencia de los carbonatos manganíferos.
- c) La alteración de las rocas es más intensa en la Zona I.

## **CONTROLES DE LA MINERALIZACION**

El principal control de la mineralización de Casapalca, es el estructural. Esto es evidente, ya que la mineralización se presenta mayormente en vetas por relleno de fracturas a través de las cuales se movilizaron las soluciones mineralizantes.

Como las vetas tienen una variada gama de tipos de roca encajonante, la naturaleza física de cada uno de estos, han tenido una marcada influencia en la formación de las vetas mineralizadas. Los volcánicos, en especial Carlos Francisco y Tablachaca, por ser rocas competentes han sido fácilmente fracturados, siendo las fracturas abiertas y regulares; mientras que en las capas rojas, por ser rocas incompetentes, las fracturas que se formaron se presentan cerradas, conteniendo panizo. El miembro conglomerado Carmen está ubicado entre los dos extremos.

Por esta razón en la sección Carlos Francisco, las zonas mineralizadas (ore shoots) de las vetas localizadas en volcánicos y conglomerados, son comparativamente continuas y regulares. Incluso, en esta sección, las vetas principales presentan una serie de ramales que se desprenden con ángulos en ambas cajas. En la sección Aguas Calientes, las zonas mineralizadas de las vetas son muy irregulares y la mineralización se

presenta como diseminaciones en una masa panizada o en bandas de alta ley en una veta irregular y panizada.

Otro control de mineralización importante pero aún no bien determinado es el control litológico, dado principalmente por unidades sedimentarias con componentes calcáreos. Estas unidades presentan mineralización por reemplazamiento en zonas fracturadas adyacentes a las vetas.

### **Grafico de alteración hidrotermal (Apéndice 24.7)**

#### **5.6.- Mineralogía y paragenesis**

La mineralización en la mina Casapalca es simple, los principales **minerales de mena** son: esfalerita, galena, tetraedrita, tenantita y calcopirita. Los minerales de ganga son: pirita, cuarzo y carbonatos (calcita, calcita manganífera-rodonita y rodocrosita). Otros minerales puntualmente abundantes o raros son: oropimente, rejalgá, argentita, estibina, rodonita, fluorita, barita, huebnerita, bornita, arsenopirita, polibasita, boulangerita, jamesonita, bourmonita, pirargirita y geocronita.

La secuencia de la formación de los minerales establecida por I.Wu y U. Petersen (1977) confirma en parte el estudio paragenético de Rye y Sawkins (1974) (ver cuadro paragenético). Ambos estudios se basan principalmente en observaciones de la superposición de las fases de mineral en drusas; el segundo estudio difiere en la posición de la calcopirita. I. Wu y U. Petersen en base a estudios minerográficos determinaron que la mayor parte de la tetraedrita de la tercera etapa reemplaza parcialmente a la calcopirita de la segunda etapa y crece sobre ella o forma venillas en la calcopirita.

W. Lacy (1974), estudió en detalle la formación de los carbonatos en la mina Casapalca, determinando tres períodos de depositación.

#### **5.7.- Zonamiento de la Mineralogía**

**La mina Casapalca constituye un modelo típico de zonamiento de mineral**, el cual ha sido descrito por muchos geólogos. Siendo el zonamiento más definido en dirección horizontal, en la vertical está relacionado a la presencia de argentita, pirargirita y otras sulfosales acompañadas de pirita y cuarzo en los niveles superiores de la mina.

H. E. McKinstry, J. A. Noble (1932), I. Wu (1977) y A. Alvarez (1980), basados en cambios mineralógicos relacionados a las temperaturas de formación de los minerales y en la extensión e intensidad de la alteración de las rocas encajonantes, determinaron tres zonas cuyas características son las siguientes :



## **ZONA I**

- 1.-El mineral consiste de abundante esfalerita con poca galena y tenantita; calcopirita es común; la pirita está presente en cristales cúbicos; huebnerita y arsenopirita se encuentran ocasionalmente.
- 2.-Los minerales de ganga son: cuarzo y calcita. Calcita pura ocurre en los extremos de la zona.
- 3.-Las rocas de la formación Casapalca están fuertemente silicificadas, además, presentan disseminaciones de Pirita cúbica y nódulos de epidota. La zona de alteración se extiende aproximadamente 400 m de las vetas.

## **ZONA II**

- 1.-El mineral consiste de calcopirita como inclusiones en esfalerita. Abundante tetraedrita es asociada con galena y esfalerita; pirita está presente en piritoedros.
- 2.-Los minerales de ganga son pequeños cristales de cuarzo, calcita y rodocrosita.
- 3.-La alteración de la roca encajonante decrece en ésta zona en comparación con la Zona I. Los productos de alteración son carbonatos y sericita. La zona de alteración se extiende aproximadamente 30 m de las vetas.

## **ZONA III**

- 1.-Los minerales son: tetraedrita, esfalerita, galena, bournonita, geocronita, estibina, rejalgam, oropimente y jamesonita; decrece la cantidad de pirita comparando con las zonas I y II.
- 2.-Los minerales de ganga son: calcita, pirita y cuarzo.
- 3.-La alteración en la roca encajonante es de unos cuantos centímetros, propilitización (clorita y epidota) es característica de esta zona.

Estudios de inclusiones fluidas en cristales de cuarzo y esfalerita indican que la depositación de los minerales ha sido por soluciones hidrotermales a temperaturas que varían entre 370o a 280o centígrados y una salinidad que varía irregularmente de 4 a 40 % en peso de NaCl, (Fluid inclusion and stable isotope studies on the Casapalca Ag-Pb-Zn-Cu Deposit, Central Andes, Perú; R. D. Rye y F. J. Sawkins)

### **Graficos de zonamiento y paragenesis (Apéndice 24.8)**

## 5.8.- Vetas

Que han sido formadas por el relleno de fracturas. En superficie, la estructura mas importante tiene una longitud aprox. De 5 Km. De los cuales 4 Km. Han sido ya explotados en subsuelo. Verticalmente la mineralización es conocida en un encampane de 2000m. Las vetas son angostas, generalmente menores de 1.00 metro de ancho.

## 5.9.- Cuerpos

Pueden ser de tres tipos:

a.-**Stockwork** y disseminaciones laterales a las vetas.

b.-**Vetillas y disseminaciones** concordantes con la estratificación de areniscas y conglomerados.

c.-Sulfuros masivos concordantes con niveles de conglomerado

La mineralización está en todos los tipos de rocas: en limonitas del miembro Capas Rojas, en conglomerado del miembro Carmen, tufos del miembro Tablachaca, andesitas del miembro volcánico Carlos Francisco y calizas de la Fm. Bellavista. Las vetas tienen un rumbo de N30°E y N80°E con buzamientos de 60° a 80° NO.

**Graficos de vetas y cuerpos (Apéndice 24.9)**

## **5.10. - Geología Económica**

### **GEOLOGIA ECONOMICA DE LA MINA CASAPALCA**

#### **A -MINERALIZACION TIPO VETA**

En Casapalca se han diferenciado varios tipos de mineralización en vetas, los cuales son:

1.-Tipo Carlos Francisco: Cuarzo, calcita y pirita subordinada como ganga. Esfalerita, galena y tetraedrita, como mena. Vetas formadas por relleno de fisuras. (H, L, M, N, N3, O, P,).

2.-Tipo Carmen, Aguas Calientes: Carbonatos y cuarzo como ganga. Esfalerita, galena y tetraedrita como mena. Mineralización gradacional al tipo 1. Vetas formadas por relleno de fallas (vetas C y S).

3.-Tipo Corina: Poca ganga, esfalerita y jamesonita (no determinada). Veta A, a 2 Kilometros al Norte de la mina principal.

4.-Tipo Americana: Carbonatos como ganga. Tetraedrita, esfalerita con poca galena y pirita. Al Este de la mina principal (vetas Oroya y Mercedes).

5.-Tipo Yauliyacu: En las formaciones Yauliyacu, Bellavista y Río Blanco a 4 Kilometros al Sur de la mina principal (Rosaura). Los minerales principales son: Esfalerita, galena, en menor cantidad tetraedrita y calcopirita; como ganga está la pirita, cuarzo y calcita.

6.-Tipo Chisay: Los minerales de mena son: Calcopirita, bornita y tetraedrita en vetas, vetillas y disseminaciones, junto a las que se hallan localizada la malaquita. Los principales minerales de ganga son: Calcita, dolomita, rodocrosita y barita, que se presentan en pequeñas cantidades. Las rocas encajonantes son los volcánicos porfiríticos " Carlos Francisco " ampliamente distribuidos (3 a 4 Kilómetros) en el distrito Americana.

Los tres primeros tipos ocurren en el área de la mina principal y son de importancia económica en ésta. El cuarto tipo se está trabajando con mayor intensidad en los dos últimos años en el área Este del distrito. El quinto, en la actualidad se encuentra en exploración y desarrollo en interior mina de Rosaura. El tipo Chisay no se trabaja actualmente, ha sido poco desarrollado y es considerado como un depósito de mineral fuera de la mina principal, de mineralogía similar a otros en los alrededores del distrito minero.

La mineralización de la mina Casapalca se presenta en vetas que han sido formadas por el relleno de fracturas. En superficie, la estructura más importante tiene una longitud aproximada de 5 Km. de los cuales 4.0 km. han sido ya explorados en subsuelo. Verticalmente la mineralización es conocida en un encampane de 2,000 m. Las vetas son angostas, generalmente menores a 1.00 metro de ancho.

La mineralización está en todos los tipos de rocas: a las capas rojas, miembro Carmen, volcánicos Tablachaca, volcánicos Carlos Francisco y la formación Bellavista. Las vetas tienen un rumbo que varía de N 30° E y N 80° E con buzamientos que oscilan de 60° a 80° NO.

Las estructuras han sido agrupadas en dos secciones:

- Sección Aguas Calientes, que está en la parte Suroeste de la mina, tiene a las vetas C y Esperanza como sus estructuras principales.

- Sección Carlos Francisco, está al Noreste siendo las vetas L y M las estructuras principales. Esta sección además agrupa a una serie de vetas principales (A, N, N3, O, P, S, T, San Antonio, Mercedes), que muestran una disposición ligeramente radial. Estructuralmente las vetas C, M y L están orientadas de Sur a Norte y en profundidad una sola estructura unida por ramales y lazos cimoides. Muchas de estas vetas son ramales de las vetas principales, otras son paralelas y otras cortan a las principales con diferentes ángulos. En los niveles superiores, estas vetas presentan ramales y fracturas, mientras que en profundidad son más definidas.

La sección Aguas Calientes difiere de la sección Carlos Francisco, por el contenido de calcita y rodocrosita en vez del cuarzo predominante, mayor proporción de tetraedrita y una baja proporción de pirita. En general, las vetas de la sección Aguas Calientes tienen las cajas bien definidas, dentro de las cuales se produjo un acentuado fallamiento post-mineralización dando como resultado la formación de panizo y el consecuente distorsionamiento de las vetas.

En la sección Carlos Francisco, en cambio, son rellenos de fisuras con fuerte reemplazamiento de las rocas adyacentes a la veta (formación Casapalca), hay mayor tendencia al bandeamiento y a la formación de geodas, por lo cuál, las vetas son posiblemente más alargadas y definidas con pocas irregularidades

## **B-CUERPOS MINERALIZADOS**

En el año de 1972, con el desarrollo del nivel 3300 se ubican los cuerpos mineralizados Carlos Francisco y Consuelo, adyacentes a las vetas P y M2 en la formación Casapalca. En 1976 el remapeo del área mineralizada en el conglomerado Carmen y en las capas rojas Casapalca da como resultado la ubicación del cuerpo M2M adyacente a las vetas del mismo nombre. Estos cuerpos se han formado por el reemplazamiento de clastos y capas favorables de calizas, areniscas y lutitas calcáreas adyacentes a las vetas, las que han servido de receptáculos y canales del flujo mineralizante.

La mineralización es de dos tipos, sulfuros masivos que es el resultado del reemplazamiento de elementos y estratos calcareos favorables y disseminaciones, vetillas de sulfuros que son rellenos de fisuras.

Los minerales de mena presentes son, principalmente, esfalerita con cantidades menores de calcopirita, galena, tetraedrita y pirita con poco cuarzo como minerales de ganga.

La permeabilidad de las areniscas y lutitas están directamente relacionadas con la densidad del fracturamiento, que para el caso específico de los cuerpos mineralizados, ha tenido gran influencia y permitido el relleno de fisuras y/o disseminaciones en áreas adyacentes a la veta principal.

En 1979, al desarrollar la veta P en el nivel 3000, se ubicó un cuerpo mineralizado en los volcánicos Tablachaca al que se le denominó 256P, el cual tiene las características de un depósito de impregnación: "es una forma estructural hidrotermal en la cual las soluciones (especialmente en rocas silicatadas de baja solubilidad) depositan su contenido de mineral, principalmente en los poros de las rocas, sobre el límite o en las grietas de los granos y en los diversos sistemas de fracturamiento, siendo la localización de las fisuras que han conducido las soluciones y la situación de las capas porosas, quienes juegan un rol decisivo en la formación de estas zonas mineralizadas" (Introduction to ore deposits, 1976, L.Bauman). Los minerales presentes son: esfalerita, tetraedrita, galena, pirita, cuarzo, calcita y calcopirita.

En 1985 se terminó la delimitación del **Cuerpo M**, con valores económicos en el nivel 2300. En 1987 se inició el contorno de los cuerpos Carlos Francisco y M2M en el nivel 3000 al encontrar disseminación de esfalerita, galena y poca calcopirita en ambas cajas de las vetas M2 y M3.

Los cuerpos mineralizados más importantes de la mina Casapalca son: Carmen, M, M2M, M3, Carlos Francisco, 256P y otros relacionados con horizontes mineralizados del conglomerado Carmen.

## Reservas de recursos 2006

<b>RECURSOS ACCESIBLE</b>	<b>T.M.S</b>	<b>AV</b>	<b>%Zn</b>	<b>%Pb</b>	<b>%Cu</b>	<b>OzAg</b>
Medido	1,345,770	2.62	4.04	1.90	0.39	6.46
Indicado	1,444,620	2.09	3.96	2.11	0.43	10.33
Inferido	4,863,300	2.68	3.72	1.88	0.42	7.52
<b>TOTAL</b>	<b>7,653,690</b>	<b>2.56</b>	<b>3.82</b>	<b>1.93</b>	<b>0.42</b>	<b>7.86</b>
<b>RECURSOS INACCESIBLE</b>						
Medido	761,140	1.20	5.18	2.96	0.60	12.18
Indicado	1,567,150	1.63	4.92	2.80	0.65	12.31
Inferido	2,003,020	1.76	4.11	2.53	0.58	14.07
<b>TOTAL</b>	<b>4,331,310</b>	<b>1.61</b>	<b>4.59</b>	<b>2.70</b>	<b>0.61</b>	<b>13.10</b>
<b>GRAN TOTAL</b>	<b>11,985,000</b>	<b>2.22</b>	<b>4.10</b>	<b>2.21</b>	<b>0.49</b>	<b>9.76</b>

## Reservas de Minerales 2006

VETAS	Probado	T.M.S	A.V.	%Zn	%Pb	%Cu	OzAg	\$/TMS
		656,020	2.07	2.93	1.54	0.29	4.47	50.81
CUERPOS	Probable	862,740	1.57	2.72	1.60	0.32	7.41	64.36
	TOTAL	1,518,760	1.79	2.81	1.57	0.31	6.14	58.51
VETAS + CUERPOS	Probado	552,060	4.83	2.52	1.04	0.23	3.39	40.46
	Probable	405,300	5.05	2.78	1.24	0.23	4.12	46.47
	TOTAL	957,360	4.92	2.63	1.12	0.23	3.70	43.00
VETAS + CUERPOS	Probado	1,208,080	3.33	2.74	1.31	0.26	3.98	46.08
	Probable	1,268,040	2.68	2.74	1.48	0.29	6.36	58.64
	TOTAL	2,476,120	3.00	2.74	1.40	0.28	5.20	52.51

## Recursos residuales 2006

Accesible	MINERAL							MARGINAL						
	T.M.S	AM	%Zn	%Pb	%Cu	OzAg	\$/TMS	T.M.S	AM	%Zn	%Pb	%Cu	OzAg	\$/TMS
Medido								160,270	1.69	1.64	0.62	0.16	2.79	29.19
Indicado								200,160	1.47	1.44	0.62	0.17	3.48	31.29
Inferido	4,721,450	3.37	2.46	1.24	0.28	4.54	46.84	265,320	1.92	1.05	0.71	0.15	3.41	28.13
TOTAL	4,721,450	3.37	2.46	1.24	0.28	4.54	46.84	625,750	1.72	1.33	0.66	0.16	3.27	29.41
Inaccesible														
Medido	787,980	1.58	3.24	1.85	0.38	6.74	66.18	24,790	1.50	1.83	0.95	0.15	2.55	30.13
Indicado	1,543,020	2.08	3.20	1.83	0.43	7.00	67.73	81,280	1.77	1.18	0.60	0.10	3.72	29.70
TOTAL	2,331,000	1.91	3.21	1.84	0.41	6.91	67.21	106,070	1.71	1.33	0.68	0.11	3.45	29.80
Gran Total	7,052,450	2.89	2.71	1.44	0.32	5.32	53.57	731,820	1.72	1.33	0.66	0.15	3.30	29.47
TOTAL	7,784,270	2.78	2.58	1.36	0.31	5.13	51.31							

## Reservas por método de explotación 2006

<b>A: PROBADAS</b>							
	<b>T.M.S</b>	<b>AM</b>	<b>%Zn</b>	<b>%Pb</b>	<b>%Cu</b>	<b>OzAg</b>	<b>\$/TMS</b>
<b>CRVC</b>	182540	1.69	2.65	1.45	0.25	6.16	56.45
<b>CRVM</b>	359900	4.21	2.79	1.07	0.27	3.24	42.24
<b>SHR</b>	24260	1.35	2.42	1.56	0.20	4.31	45.31
<b>SLC</b>	173720	6.28	1.91	1.00	0.15	3.80	37.02
<b>OPST</b>	128230	1.06	2.79	1.47	0.33	5.42	54.82
<b>SLV</b>	201930	3.40	2.71	0.89	0.28	2.04	35.35
<b>CRVCS</b>	137500	1.81	3.89	2.55	0.34	4.64	61.88
<b>TOTAL</b>	<b>1,208,080</b>	<b>3.33</b>	<b>2.75</b>	<b>1.31</b>	<b>0.26</b>	<b>3.97</b>	<b>46.12</b>
<b>B: PROBABLES</b>							
<b>CRVC</b>	298750	2.00	2.33	1.38	0.21	8.22	63.67
<b>CRVM</b>	134990	4.88	4.33	1.84	0.31	5.74	68.21
<b>SHR</b>	39800	1.45	2.52	1.15	0.31	3.81	43.80
<b>SLC</b>	245610	5.37	1.84	0.95	0.17	3.35	34.40
<b>OPST</b>	203340	0.96	3.01	1.85	0.39	5.61	59.08
<b>SLV</b>	38960	2.83	2.99	0.81	0.35	2.81	41.81
<b>CRVCS</b>	306590	1.51	2.99	1.73	0.38	8.49	72.72
<b>TOTAL</b>	<b>1,268,040</b>	<b>2.68</b>	<b>2.74</b>	<b>1.48</b>	<b>0.29</b>	<b>6.35</b>	<b>58.64</b>

### RESERVAS PROBADAS+PROBABLES

<b>GRAN TOTAL</b>	<b>2,476,120</b>	<b>3.00</b>	<b>2.74</b>	<b>1.40</b>	<b>0.28</b>	<b>5.19</b>	<b>52.53</b>
-------------------	------------------	-------------	-------------	-------------	-------------	-------------	--------------

<b>CRVC</b>	Corte Relleno en vetas convencional
<b>CRVM</b>	Corte Relleno en cuerpos mecanizado
<b>SHR</b>	Shrinkage
<b>SLC</b>	Sublevel en cuerpos
<b>OPST</b>	Open stope
<b>SLV</b>	Sublevel en vetas
<b>CRVCS</b>	Corte Relleno en vetas convencional con sostenimiento



## 6.- Definición de Cuerpo y Veta para elección del método de explotación

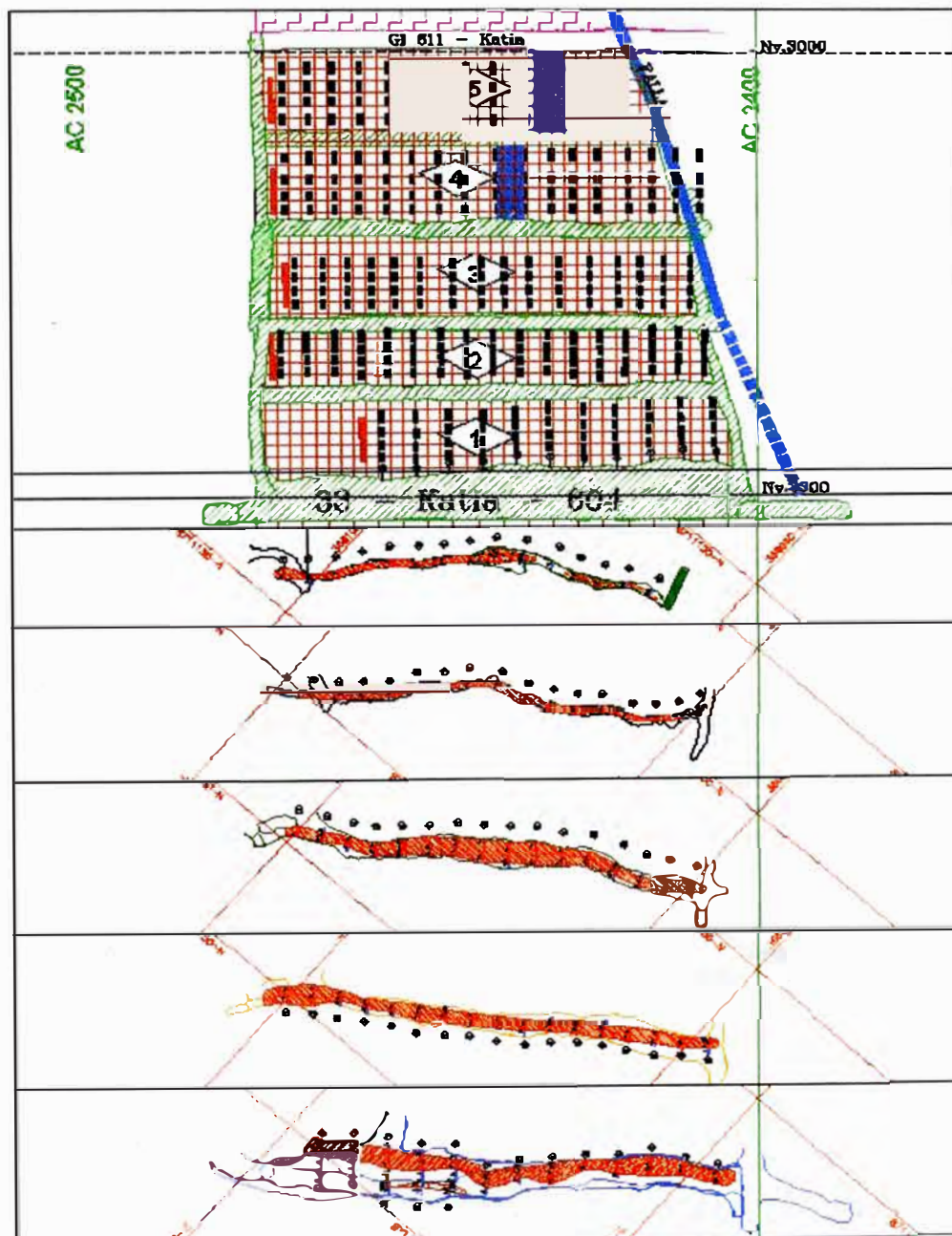
- Cuerpo es cuando el ancho de minado es mayor a 2.5m.
- Veta es cuando el ancho de minado es menor a 2.5m.

METODO	DESCRIPCION	Ancho Minado (m)	BUZAMIENTO	DILUCION (m)	Cut Off Valor mínimo	Observaciones
CR-VC	Corte y relleno en vetas convencional.	0.80 – 2.50	> 50°	0.30	33.02	Aplicable en vetas angostas o en diseminados, cajas regulares, tiene buena selectividad, baja productividad y su costo esta relacionado al grado de mecanización. Es usado con el relleno detrítico (material estéril de superficie y/o de desarrollos primarios). Limpieza con winche y/o microscopio.
CR-VCS	Corte y relleno en vetas convencional c/sostenimiento.	0.80 – 2.50	> 50°	0.30	38.44	Aplicable a vetas angosta, con cajas incompetentes y sostenimiento sistemático, tiene una buena selectividad, baja productividad dependiendo de su limpieza con winche o microscopio.
SHR	Almacenamiento provisional (shrinkage)	1.00 – 1.50	> 60°	0.30	34.86	Para vetas angostas, continuas con cajas competentes.
OPS	Tajeos abiertos (open stope)	0.80 – 1.20	> 60°	0.10	37.49	Para vetas angostas de alta ley, discontinuas con cajas competentes. No se utiliza relleno. Las cajas son sostenidas con puntales de madera y pilares naturales de roca.
CR-CM	Corte y relleno en cuerpo mecanizado	> 2.50	> 50°	0.50	22.14	Para cuerpos diseminados con cajas regulares, perforación con taladros cortos y limpieza mecanizada y sostenimiento puntual.
SLC	Sub Level en cuerpos	> 2.50	> 50°	1.20	19.92	Para cuerpos diseminados de baja ley, cajas competentes, tiene baja selectividad y alta productividad y de bajo costo.
SLV	Sub Level en vetas	1.50– 2.50	> 50°	1.00	23.88	Para vetas continuas con cajas competentes (volcánicas), es menos selectivo, altamente productivo y de bajo costo, confirmadas con chimeneas y perforación diamantina

**Nota : El cut off es sin el costo de inversiones(Capex).**

## 7.- Diseño de secciones geológicas y contorneo de mineral

- Continuidad Estructural.
- Continuidad Mineralógica.
- Potencia > 1.5 m. (Veta + Diseminado).
- Buzamiento > 50°.
- Alteración de las cajas (zonificación):
  - Favorable: silicificación, propilitización.
  - Desfavorable: sericitización, argilización



## 8.- Condiciones geomecánicas

El análisis geomecánico comprende:

- Zonificación geomecánica
- Zonificación estructural
- Evaluación de esfuerzos
- Cajas competentes:
  - RMR básico  $\geq 55$  (incluye influencia del agua)
  - RMR corregido x dirección de fracturas  $\geq 43$
- Fracturamiento de cajas favorable para excavaciones:
  - Mínima formación de cuñas
  - Espaciamiento  $\geq 0.3$  m (referido a la familia paralela a la veta)
  - RQD  $\geq 75$  %
  - Fracturas cerradas o con relleno duro (sulfuros, calcita, cuarzo)
- Esfuerzos en las cajas:
  - Resultado de simulación en Phase2: estable.

### CRITERIOS SEGÚN LOS METODOS

METODO	DESCRIPCION	ANCHO MINADO (m)	BUZAMIENTO	DILUCION (m)	RMR
CR-VC	Corte y relleno en vetas convencional.	0.80 – 2.50	$> 50^\circ$	0.30	40 - 60
CR-VCS	Corte y relleno en vetas convencional c/sostenimiento.	0.80 – 2.50	$> 50^\circ$	0.30	40 - 60
SHR	Almacenamiento provisional (shrinkage)	1.00 – 1.50	$> 60^\circ$	0.30	$> 60$
OPS	Tajeos abiertos (open stope)	0.80 – 1.20	$> 60^\circ$	0.10	$> 60$
CR-CM	Corte y relleno en cuerpo mecanizado	$> 2.50$	$> 50^\circ$	0.50	$> 40$ $< 55$
SLC	Sub Level en cuerpos	$> 2.50$	$> 50^\circ$	1.20	$> 60$
SLV	Sub Level en vetas	1.50– 2.50	$> 50^\circ$	1.00	$> 60$

### 8.1.- Valoración de la masa rocosa

CONTROL DE CALIDAD Y MECÁNICA DE ROCAS

Fecha : 20/02/2006

Lugar : *Sección IV*

Por *Ing. Carlos Contreras*

Labor : *Nv 3300, C, Tj. 655 (cajas)*

### VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)

PARÁMETROS		RANGO DE VALORES								VALORACION	
RESIST. COMPRESIÓN UNIAxIAL (Mpa)		>250 (15)	X	100-250 (12)		50-100 (7)		25-50 (4)		<25(2) <5(1) <1(0)	12
RQD %		90-100 (20)		75-90 (17)	X	50-75 (13)		25-50 (8)		<25 (3)	13
ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)		0,6-2 (15)		0.2-0.6 (10)	X	0.06-0.2 (8)		< 0.06 (5)	8
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)		1-3 m Long. (4)	X	3-10 m (2)		10-20 m (1)		> 20 m (0)	2
	APERTURA	Cerrada (6)		<0.1 mm apert. (5)	X	0.1-1.0 mm (4)		1 - 5 mm (1)		> 5 mm (0)	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	X	Rugosa (5)		Lig. rugosa (3)		Lisa (1)		Espejo de falla (0)	5
	RELLENO	Limpia (6)		Duro < 5mm (4)	X	Duro > 5mm (2)		Suave < 5 mm (1)		Suave > 5 mm (0)	2
	INTEMPERIZACIÓN	Sana (6)	X	Lig. Intemper. (5)		Mod. Intemper. (3)		Muy Intemper. (2)		Descompuesta (0)	5
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	X	Humedo (10)		Mojado (7)		Goteo (4)		Flujo (0)	10
<b>VALOR TOTAL RMR =</b>											
<b>CLASE DE MACIZO ROCOSO</b>											
RMR	100 - 61			60 - 41			40 - 0			61	
DESCRIPCION	I - BUENA			II - REGULAR			III - MALA				
Marque una "X"	X										

## 9.- Requerimiento y circuito de ventilación

### BALANCE GENERAL DE AIRE EXPLOTACION DE TALADROS LARGOS EN VETAS

#### Ingresos de Aire:

Ingresos de Aire	pie <sup>3</sup> /min	m <sup>3</sup> /min	m <sup>3</sup> /s
Nv. Principal Base (Inferior)	30,000	848.53	14.1
<b>Total Ingreso de Aire</b>	<b>30,000</b>	<b>848.53</b>	<b>14.1</b>

#### Necesidades de Aire:

Necesidades de Aire	pie <sup>3</sup> /min	m <sup>3</sup> /min	m <sup>3</sup> /s
a) <u>Para Personal:</u> 12 Trabajadores/gdia x 6 m <sup>3</sup> /min x trabajador	2,546	72	1.2
b) <u>Para Dilución de Contaminantes:</u> Vel. Aire 25 m/min x 1 Niv. Operativos x 9.0 m <sup>2</sup> Sección	7,955	225	3.8
c) <u>Para Equipos Diesel:</u> 01 Scoop Wagner de 2.2 yd <sup>3</sup> = 1 x 139 HP = 139 HP			
Total HP: 139 HP Caudal Requerido: 3 m <sup>3</sup> /(min x HP) x Total HP x F. S. (0.80)	11,795	334	5.6
<b>Total Necesidad de Aire</b>	<b>22,295</b>	<b>631</b>	<b>10.5</b>

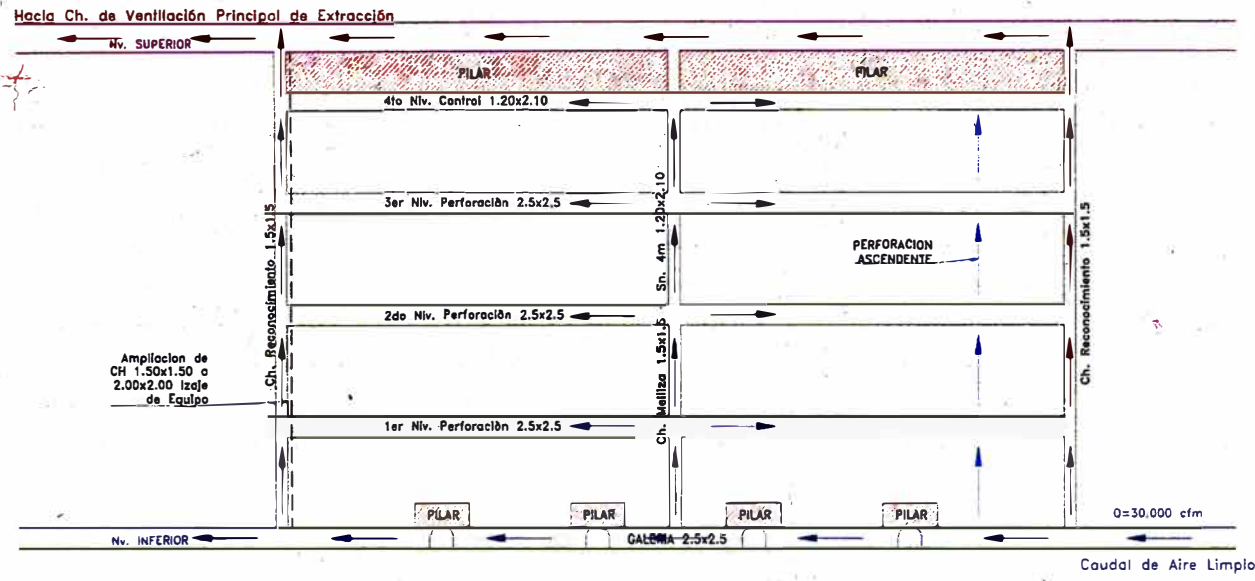
#### Cobertura de Aire:

<b>Cobertura de Aire :</b>	<b>134.56%</b>
----------------------------	----------------

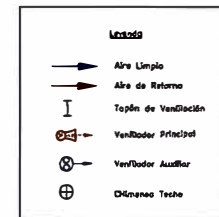
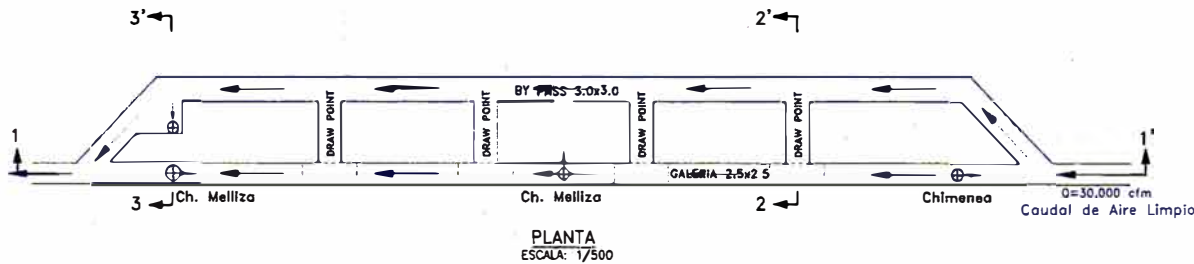
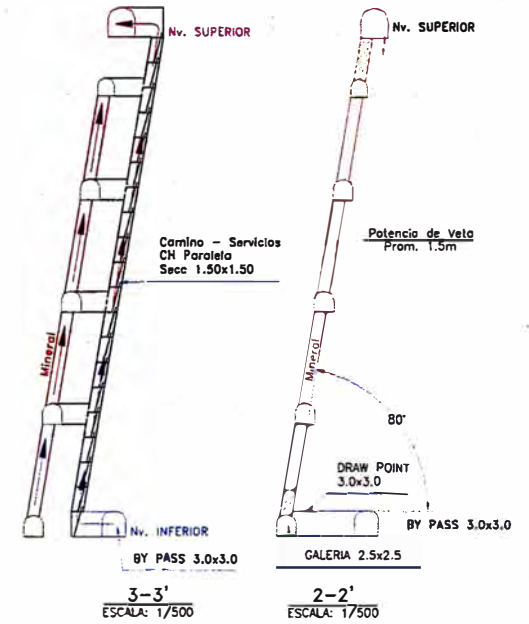
#### Salidas de Aire:

Salidas de Aire	pie <sup>3</sup> /min	m <sup>3</sup> /min	m <sup>3</sup> /s
Nv. Superior (Hacia Ch. de Principal de Ventilación)	30,540	863.8	14.4
<b>Total Salidas de Aire</b>	<b>30,540</b>	<b>863.8</b>	<b>14.4</b>

## ESQUEMA DE VENTILACION EN EXPLOTACION EN VETAS CON TALADROS LARGOS



**SECCION LONGITUDINAL: 1-1'**  
ESCALA: 1/500



## 10.- Análisis de costos del método de explotación

METODO DE

EXPLOTACION

2,006

GLOBAL

	COSTO DE MINADO	COSTO DE PRODUCCION (+PLANTA, ADM, OTROS)	INVERSION  MINA	INVERSION  total	COSTO DE OPERACIÓN  (TOTAL)
SLSV	14.93	23.87	2.90	4.30	28.17
SLSC	10.67	19.92	1.82	3.22	23.14
SHK	25.65	33.27	3.88	5.28	38.55
CRJSD	20.19	29.44	1.41	2.81	32.25
CRSSE	24.17	33.42	2.58	3.98	37.40
CRWB	32.03	41.28	4.48	5.88	47.16
CRWR	24.74	33.99	2.92	4.32	38.31
OPS	28.24	37.50	5.83	7.23	44.73

### Nota:

Desglosando los métodos por equipos:

CRJSD: corte relleno, jumbo scoop diesel

<> CRM

CRSSE: corte relleno sostenimiento, scoop eléctrico

CRWB: corte relleno breasting

CRWR: corte relleno wuinche eléctrico

## 10.1.- Análisis de costos de tajeos minado por tajeo por sub niveles en vetas

Casos:

Caso	Tipo de perforación	Ch 1.5*1.5 exploración	Ch Servicio 1.5*1.5	SLOT	Sn 1.2*2.1	Sn 2.5*2.5	desquinche
A	Positivo y negativo	4, dos se usa como cara libre	2		2	2	
B	Positivo	4, dos se usa como cara libre	2		2	2	Si, para 1.2*2.1 a 2.5*2.5
C	Los anteriores		2	2	2	2	

Caso A

PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
SUBNIVEL 1 S, 1.2*2.1	120	m	175.82	21098.4
SUBNIVEL 2 S, 2.5*2.5	120	m	223.71	26845.2
SUBNIVEL 3 S, 1.2*2.1	120	m	175.82	21098.4
SUBNIVEL 4 S, 2.5*2.5	120	m	223.71	26845.2
VENTANAS(Draw points), 3*3	48	m	238.12	11429.76
CHIMENEA DE SERVICIO(2), 1.5*1.5	120	m	187.68	22521.6
<b>SUB TOTAL</b>				129,838.56
<b>(INCLUYE EXPLOSIVOS Y 30% INDIRECTOS)</b>				
<b>Costo /tonelada</b>	<b>648</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>3.31</b>

<b>PLANILLAS</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>2.56</b>
<b>MATERIALES</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>3.00</b>
<b>ENERGIA</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>3.27</b>
<b>SERVICIOS</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>1.83</b>
<b>TRANSPORTE</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>0.95</b>
<b>COSTO MINA sin Preparaciones</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>11.62</b>
<b>Costo Mina</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>14.93</b>
<b>PLANTA</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>4.87</b>
<b>MANTENIMIENTO</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>1.66</b>
<b>INDIRECTOS</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>2.41</b>
<b>GASTOS LIMA (APROXIMADO)</b>		<b>US\$/Tm</b>	
<b>Costo de Producción</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>23.87</b>
<b>INVERSION TOTAL</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>4.3</b>
<b>COSTO Operación</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>28.17</b>



<b>Capex (Inversiones)</b>				
<b>GALERIA(Des. Explor)&lt;&gt;</b>				
<b>capex</b>	2.5*2.5	120	m	223.71
<b>CH CENTRAL (Des. prim)&lt;&gt;</b>				
<b>capex(4)</b>	1.5*1.5	240	m	187.68
<b>Crucero entre ventanas</b>	1.2*2.1	6	m	175.82
<b>By pass</b>	3*3	120	m	238.12
<b>Crucero primario</b>	3*3	50	M	238.12
				113423.72
<b>Costo /tonelada</b>		<b>536</b>	<b>US\$/Tm</b>	<b>2.90</b>

## 10.2.- Evaluación económica con el método corte relleno

<b>EVALUACION ECONOMICA 01</b>		
<b>RESERVAS GEOLOGICAS</b>	<b>24,192</b>	<b>TMS</b>
<b>ANCHO DE VETA</b>	<b>1.2</b>	<b>m</b>
<b>VPT GEOLOGICO</b>	<b>51</b>	<b>US\$/TMS</b>
	<b>CRSE</b>	<b>SLV</b>
<b>SDILUCION PROMEDIO</b>	10%	25%
<b>RESERVAS MINABLES</b>	28,224	31,500
<b>ANCHO MINABLE</b>	1.5	1.5
<b>ANCHO DE LABOR</b>	1.7	1.9
<b>VPT MINABLE</b>	37.1	32.6
<b>COSTO DE OPERACIÓN</b>	37.4	28.2
<b>Margen de Utilidad US\$/TMS</b>	-0.3	4.5
<b>UTILIDAD US\$</b>	<b>-8,724</b>	<b>140,805</b>

<b>EVALUACION ECONOMICA 02</b>		
<b>RESERVAS GEOLOGICAS</b>	<b>42,336</b>	<b>TMS</b>
<b>ANCHO DE VETA</b>	<b>2.1</b>	<b>m</b>
<b>VPT GEOLOGICO</b>	<b>38</b>	<b>US\$/TMS</b>
	<b>CRM</b>	<b>SLV</b>
<b>SDILUCION PROMEDIO</b>	10%	23%
<b>RESERVAS MINABLES</b>	46,502	47,964
<b>ANCHO MINABLE</b>	2.4	2.4
<b>ANCHO DE LABOR</b>	2.6	2.9
<b>VPT MINABLE</b>	30.2	36.2
<b>COSTO DE OPERACIÓN</b>	32.2	28.2
<b>Margen de Utilidad US\$/TMS</b>	-2.0	8.0
<b>UTILIDAD US\$</b>	<b>-93,597</b>	<b>385,482</b>

## **11.- Aplicación del método tajeo por sub niveles en vetas**

### **11.1.- Ingeniería y diseño**

Considerar:

- Ancho de Minado.
- Costo de Operación.
- Ratio de Perforación: toneladas mineral /metro perforado.
- Ratio de Preparación: toneladas de mineral / metros de preparación.
- Porcentaje de Recuperación.
- Porcentaje de Dilución.
- Selección del Equipo y acero adecua

#### **11.1.1.- Desarrollo y preparación de las labores**

La operación de la Mina al momento de la ejecución

Debe observar :

- 1.- El block consta de 120m de longitud.
- 2.- El 1er y 3er nivel es de 1.2 X 2.1, para control de estructura.
- 3.- El 2do y 4to subnivel es de 2.5 X 2.5m.
- 4.- Hay 2 chimeneas gemelas uno para camino y el otro para lizar equipo y votar mineral o desmonte.
- 5.- Dos chimeneas extremas de slot para cada lado.
- 6.- Llevar la caja techo de la labor pegado a un hastial indicado por Geología.
- 7.- La corona de la labor debe ser llevado aplicando voladura controlada. (autosostenimeinto)
- 8.- El techo de la labor debe ser lo mas horizontal posible (facilita la perforación).
- 9.- El nivel superior de comunicación debe estar debidamente limpio y raspado.
- 10.- Los taladros comunicado deben ser inmediatamente taponeados con tacos de madera y yutes

Ver el plano de diseño en el Apéndice.22.1

### Labores de Desarrollos y Preparación

Caso A

ITEM	LABOR DESCRIPCION	Sección	Unid.	Cant.	Min. Ton.	Des. m3	
1	Galería de Exploración - 1er. Niv. De trabajo.	2.5x2.5	Mts.	120	2100		
2	1er. Sub nivel de control	1.2x2.1	Mts.	120	846		
3	2.do Drilling Level	2.5x2.5	Mts.	120	2100		
4	3. er. Sub nivel de control	1.2x2.1	Mts.	120	846		
5	4to. Drilling Level	2.5x2.5	Mts.	120	2100		
6	Ch. reconocimiento. 1	1.5x1.5	Mts.	60	378		
7	Ch. reconocimiento. 2 y 3	1.5x1.5	Mts.	60	756		
8	Ch. reconocimiento. 4	1.5x1.5	Mts.	60	378		
9	Cruceros de comunicación entre Chs.(2 y 3)	1.2x2.1	Mts.	6	424		
10	Bay Pass o Extraction Drift	3.0x3.0	Mts.	120		900	
11	Draw Points	3.0x3.0	Mts.	48		432	
<b>Total</b>				<b>:</b>	<b>974</b>	<b>9928</b>	<b>1332</b>

### 11.1.2.- Diseño de Burden y Espaciamiento por modelo de Langefors

#### CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

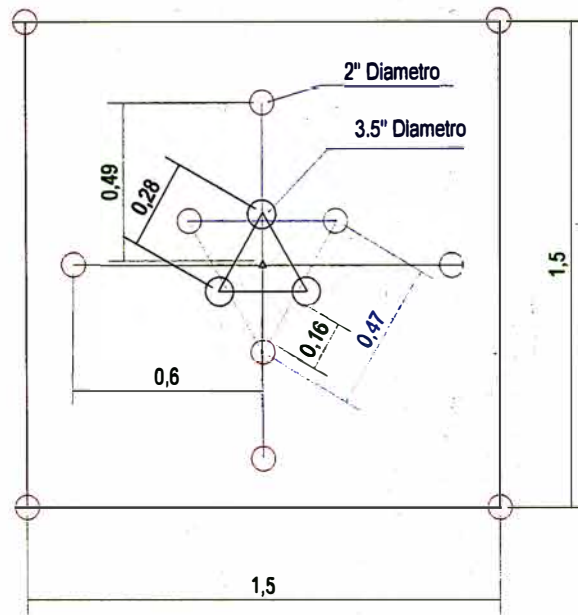
<b>Bmáx.</b>	Burden Máximo (mts)		<b>1.37</b>	<b>1.30</b>	<b>1.22</b>	<b>1.19</b>
<b>BP 1</b>	Burden Práctico		<b>1.03</b>	<b>1.07</b>	<b>0.89</b>	<b>0.78</b>

Espaciamiento		<b>1.03</b>	<b>1.07</b>	<b>1.11</b>	<b>1.18</b>
---------------	--	-------------	-------------	-------------	-------------

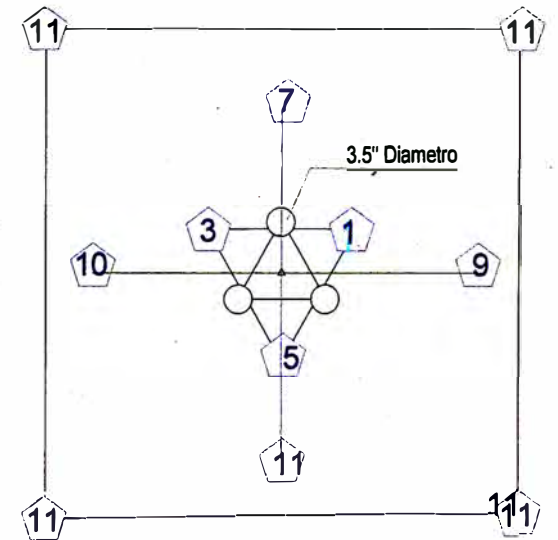
		INGRESE DATOS			
<b>D</b>	Diametro del taladro (mm)	51	51	51	51
<b>C</b>	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	1.051	1.051	1.051	1.051
	<b>RMR</b>	61	61	61	61
	Descripción del RMR	<b>BUENA</b>	<b>BUENA</b>	<b>BUENA</b>	<b>BUENA</b>
<b>f</b>	Factor de fijación	0.9	0.9	0.9	0.9
	Taladros verticales f: 1.00				
	Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90				
	Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85				
<b>E/B</b>	Relación entre Espaciamiento y Burden	1	1.1	1.25	1.5
<b>dc</b>	Densidad de carga (g/cm <sup>3</sup> )	0.85	0.85	0.85	0.85
<b>PRP</b>	Potencia relativa en peso del explosivo	0.87	0.87	0.87	0.87
<b>L</b>	Longitud de taladro (m.)	11.5	11.5	11.5	11.5

### 11.1.3.- Diseño de Slot (cara libre)

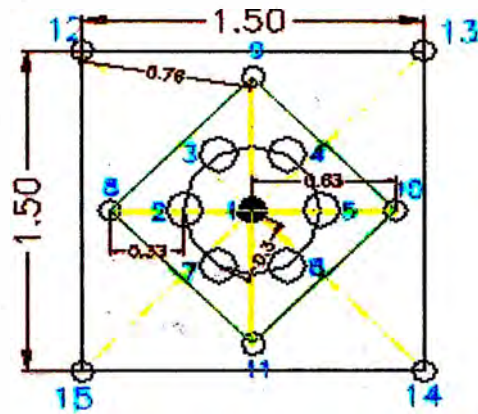
Malla de Peforacion  
Sección de 1.5 mt x 1.5 mt



Secuencia de Voladura  
Periodo Largo



## MALLA DE PERFORACION

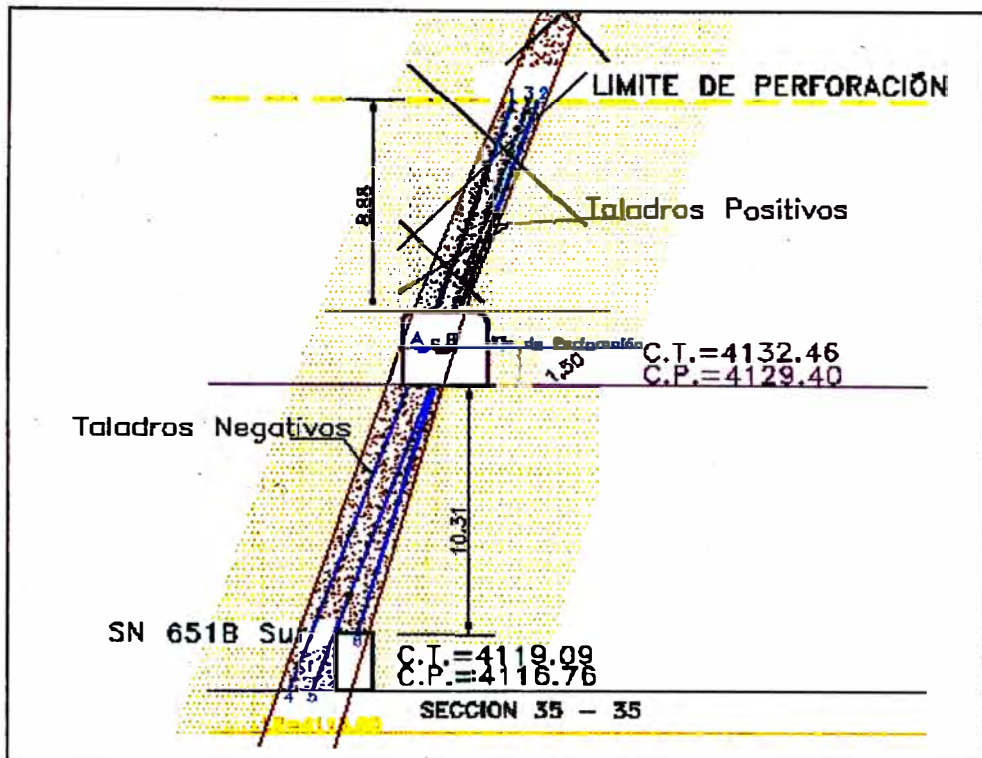


**EMPRESA MINERA YAULIYACU S.A.**  
**DEPARTAMENTO DE INGENIERIA**  
**MALLA DE PERFORACION DE**  
**CHIMENEA**

FECHA : 18 /11/03

## 11.1.4.- Preparación de planos de perforación de Taladros y marcado

### Modelo de Sección para perforación



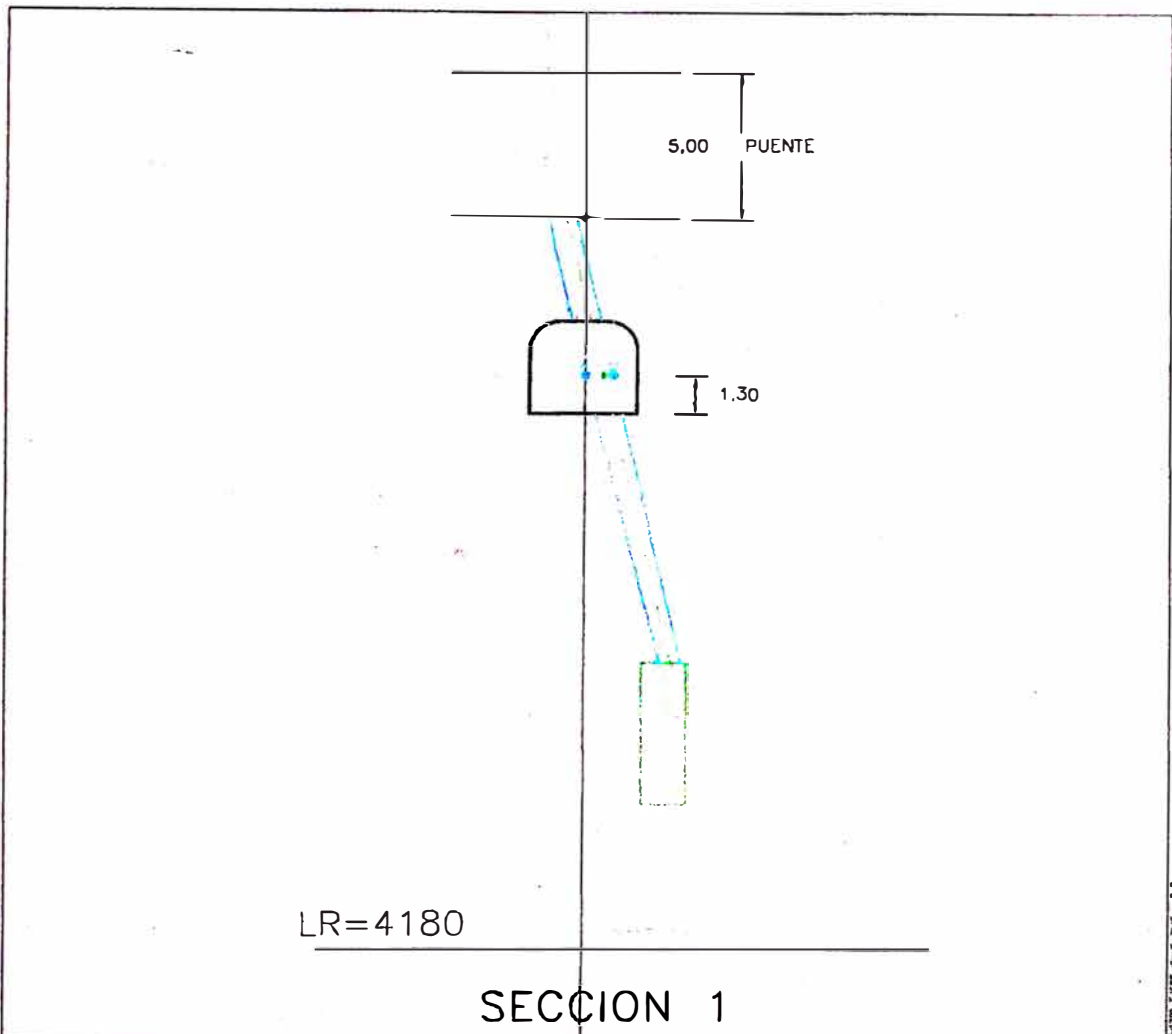
SECCION 35						
		Ton/seccion		139.10		
		Ton/m3		2.8		
N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.		
A	1	9.45m.	10b + 1/2 b	+72°		
B	2	9.39m.	10b + 1/2 b	+71°		
C	3	9.45m.	10b + 1/2 b	+72°		
A	4	13.42m.	15b	-70°		
B	5	13.46m.	15b	-70°		
C	6	10.73m.	12b	-74°		
TOTAL =		65.9m.				

OPERADOR O EQUIPO	DATOS DE LA LABOR				PLANEAMIENTO	GEOMETR.	MINA:
EQUIP. PERFORACION	IMPACTO JABON	ESTRUCTURA	CUERPO L°	Y. FUERZA	P. AGUILAR	J. DEL AGUIA	
LONG. BARRA PERF.	3 p	NIVEL	2100 (Anoa)	VB	VB	VB	
ESPACIAMIENTO	1.20 m	TAJO	651				
BURDEN	1.20 m	LABOR	SINGSTC				
ANG° FRONTAL	ANG° VERTICAL	DISEÑO	ML PULO				
VERTICAL	-	FECHA	08/11/88				
ORTE	+85°	ESCALA	1/200				
SUR	-						







LR=4180

**SECCION 1**

Nv. 1700 TJ 655

**SECCION 1**

Ton=21.84  
Ton/m=1.96  
ESCALA 1/200

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
A	1	3.68m.	4b + 0.09m.	77
B	2	3.68m.	4b + 0.09m.	77
C	3	3.68m.	4b + 0.09m.	77
TOTAL =		11.05m.		

- NOTA :
- 1.- LA SECCION ES MIRANDO AL SUR (TOPE DE LA LABOR)
  - 2.- LOS TALADROS DE LA SECCION DIRECCIONADAS AL TAJO SERAN HASTA COMUNICAR EL VACIO.
  - 3.- LOS TALADROS DE LA SECCION SERAN 5° INCLINADOS HACIA EL SLOT VERTICALES

Nv. 1700 TJ 655

**SECCION 1**

Ton=45.80  
Ton/m=1.73  
ESCALA 1/200

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
A	1	8.8m.	9b + 0.77m.	76°
B	2	8.75m.	9b + 0.72m.	77
C	3	8.75m.	9b + 0.72m.	77
TOTAL =		26.29m.		

- NOTA :
- 1.- LA SECCION ES MIRANDO AL SUR (TOPE DE LA LABOR)
  - 2.- LOS TALADROS DE LA SECCION DIRECCIONADAS AL TAJO SERAN HASTA COMUNICAR EL VACIO.
  - 3.- LOS TALADROS DE LA SECCION SERAN 5° INCLINADOS HACIA EL SLOT VERTICALES

escala:  
1/200

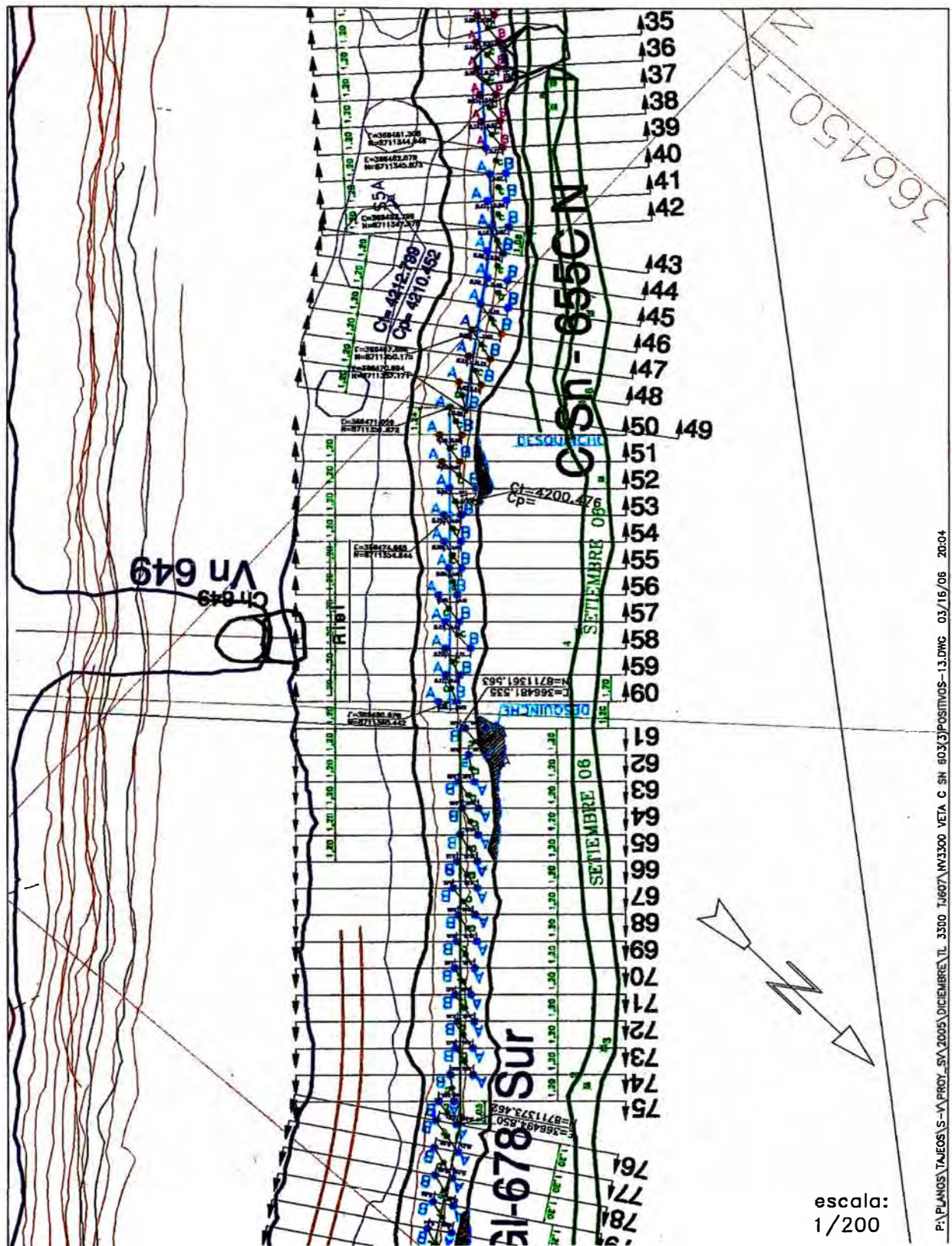
P:\Usuarios\Hector Huamancayo\Proyectos\13-10-2007\13-10-2007\_TJ 655\TJ 655.dwg  
 Tuesday, September 2006 - 11:45 am











P:\PLANOS\TAJEOS\5-\PROY\_SVA\2005\DICIEMBRE\TL\_3300\_TJ607\WV3300\_VETA C SH 603\3\POSITIVOS-13.DWG 03/16/06 20:04

C.T.=4213.28  
C.P.=4210.61

NV 1700

Lim. perforación

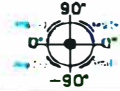
Puente  
5.40

Taladros Positivos

C.T.=4202.32  
C.P.=4198.36

SN 665 C

1.30



Taladros Negativos

C.T.=4187.12

Tj. Vacio

SECCION 47

Nv. 1700 TJ 855C  
Taladros Positivos  
**SECCION 47**  
Ton=23.0  
Ton/m=2.5  
ESCALA 1/200

Equipo de Perforación=Mini Raptor  
Long. barra de Perforación=3 pies  
Burden=1.20 m  
Operador de Equipo:

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.	
A	1	3.09m.	3b + 1/2b	70°	
B	2	3.07m.	3b + 1/2b	70°	
C	3	3.08m.	3b + 1/2b	70°	
TOTAL =		9.24m.			

- NOTA : 1.- LA SECCION ES MIRANDO AL SUR (TOPE DE LA LABOR)  
2.- LOS TALADROS DE LA SECCION DIRECCIONADAS AL TAJO SERAN HASTA COMUNICAR EL VACIO.  
3.- LOS TALADROS DE LA SECCION SERAN 5° INCLINADOS HACIA EL SLOT

Nv. 1700 TJ 855C  
Taladros Negativos  
**SECCION 47**  
Ton=73.0  
Ton/m=2.1  
ESCALA 1/200

Equipo de Perforación=Mini Raptor  
Long. barra de Perforación=3 pies  
Burden=1.20 m  
Operador de Equipo:

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.	
A	1	11.58m.	13b + 0..	-76°	
B	2	11.57m.	13b + 0.	-76°	
C	3	11.58m.	13b + 0.0	-76°	
TOTAL =		34.73m.			

- NOTA : 1.- LA SECCION ES MIRANDO AL SUR (TOPE DE LA LABOR)  
2.- LOS TALADROS DE LA SECCION DIRECCIONADAS AL TAJO SERAN HASTA COMUNICAR EL VACIO.  
3.- LOS TALADROS DE LA SECCION SERAN 5° INCLINADOS HACIA EL SLOT

escala:  
1/200

P:\Planeamiento\Minio\Planes y Tallas\Proyectos\15-11\PROY\_SIV\PROY\_SIV\_05\12\_SIV\_2006\12 NV 1700 TJ 855C\12 NV 1700 TJ 855C.dwg, DMC -- 3-3 Friday, November 2008 - 02:28 pm



Nv. 1700 TJ 655C  
Taladros Positivos  
**SECCION 48**  
Ton=27.0  
Ton/m=2.3  
ESCALA 1/200

Equipo de Perforación=Mini Raptor  
Long. barra de Perforación=3 pies  
Burden=1.20 m  
Operador de Equipo:

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
A 1	3.84m.	4b + 0.0	68°	
B 2	3.8m.	4b + 0.0	70°	
C 3	3.84m.	4b + 0.0	68°	
TOTAL =	11.47m.			

- NOTA : 1.- LA SECCION ES MIRANDO AL SUR (TOPE DE LA LABOR)  
2.- LOS TALADROS DE LA SECCION DIRECCIONADAS AL TAJO SERAN HASTA COMUNICAR EL VACIO.  
3.- LOS TALADROS DE LA SECCION SERAN 5° INCLINADOS HACIA EL SLOT

Nv. 1700 TJ 655C  
Taladros Negativos  
**SECCION 48**  
Ton=73.0  
Ton/m=2.1  
ESCALA 1/200

Equipo de Perforación=Mini Raptor  
Long. barra de Perforación=3 pies  
Burden=1.20 m  
Operador de Equipo:

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
A 1	11.71m.	13b + 0.0	-74°	
B 2	11.66m.	13b + 0.0	-74°	
C 3	11.66m.	13b + 0.0	-75°	
TOTAL =	35.03m.			

- NOTA : 1.- LA SECCION ES MIRANDO AL SUR (TOPE DE LA LABOR)  
2.- LOS TALADROS DE LA SECCION DIRECCIONADAS AL TAJO SERAN HASTA COMUNICAR EL VACIO.  
3.- LOS TALADROS DE LA SECCION SERAN 5° INCLINADOS HACIA EL SLOT

escala:  
1/200

P:\Planeamiento\Minas\Planos\Talos\Proyectos\5-NV\PROY\_SIV\PROY\_SIV\_08.TJ\_SIV\_2008.TJ\_NV\_1700\_TJ\_655.TJ\_NV\_1700\_TJ\_655.dwg - 3-3



C.T.=4213.34  
C.P.=4210.56

NV 1700

Lim. perforación

Taladros Positivos

C.T.=4201.42  
C.P.=4198.36

SN 665 C

Taladros Negativos

C.T.=4187.10 Tj. Vacío

SECCION 49

Nv. 1700 TJ 655C  
Taladros Positivos  
**SECCION 49**  
Ton=26.7  
Ton/m=2.3  
ESCALA 1/200

Equipo de Perforación=Mini Raptor  
Long. barra de Perforación=3 pies  
Burden=1.20 m  
Operador de Equipo:

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.	
A	1	4.03m.	4b + 01/2 b	70°	
B	2	3.94m.	4b + 1/2 b	74°	
C	3	3.85m.	4b + 0.0	72°	
TOTAL =		11.82m.			

- NOTA : 1.- LA SECCION ES MIRANDO AL SUR (TOPE DE LA LABOR)  
2.- LOS TALADROS DE LA SECCION DIRECCIONADAS AL TAJO SERAN HASTA COMUNICAR EL VACIO.  
3.- LOS TALADROS DE LA SECCION SERAN 5° INCLINADOS HACIA EL SLOT

Nv. 1700 TJ 655C  
Taladros Negativos  
**SECCION 49**  
Ton=75.0  
Ton/m=2.1  
ESCALA 1/200

Equipo de Perforación=Mini Raptor  
Long. barra de Perforación=3 pies  
Burden=1.20 m  
Operador de Equipo:

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.	
A	1	11.84m.	13b + 0.0	-72°	
B	2	11.87m.	13b + 0.	-71°	
C	3	11.83m.	13b + 0.0	-72°	
TOTAL =		35.55m.			

- NOTA : 1.- LA SECCION ES MIRANDO AL SUR (TOPE DE LA LABOR)  
2.- LOS TALADROS DE LA SECCION DIRECCIONADAS AL TAJO SERAN HASTA COMUNICAR EL VACIO.  
3.- LOS TALADROS DE LA SECCION SERAN 5° INCLINADOS HACIA EL SLOT

escala:  
1/200

P:\Proyectos\1700\1700\_TJ\_655C\1700\_TJ\_655C.dwg - 3-3  
P:\Proyectos\1700\1700\_TJ\_655C\1700\_TJ\_655C.dwg - 02:23 pm

# 11.1.5.- Cronograma de Producción y Perforación

CRONOGRAMA GENERAL DE PERFORACION POR ZONAS

UBICACIÓN				CONSIDERACIONES																							
NIVEL	BLOCK	VETA	TAJO	RESER Ton	PROG Ton	LEYES				VALOR Mineral	VALOR Mineral DILUIDO	Potencia				Cond Reserva	GEO MECANICAS				INGENIERIA						
						%Zn	%Pb	%Cu	OzAG			Veta	Minad	Buza- miento	RMR MIN		RMR Desm	Geoda Abert	Agua	Fallas Planos	% Diluc	Met Explot	COST OPER \$	RATIO PERF	PROM PERF/ MES	MTS PERF MES	MESES TRAB
				%DV(30%)	07	07	07	07					%DC(20%)	08	08	08	08										
<b>Zona 1</b>																											
200	372,373,382	L	200L Tj 281	40000	40000	1.11	0.532	0.28	3.55	29.8	23.9	7.98	7.98	65-68	Probado	63	63	poco	seco	no hay	20	SLSC	25.25	3.5	3000	114.29	3.8
200		Gloria	Gloria Tj 705	1800	1800	3.418	0.51833	0.361387	2.873414	44.3	35.4	1.51	1.512	75	Probado	51	56	requi	seco	no hay	30	SLSV	31.71	1.88	3000	514	0.2
200		L	200 L Tj 270	2500	2500	1.75	0.57	0.28	3.96	36.8	29.4	3	3	70	Probado	60	60	poco	seco	no hay	20	SLSC	25.25	3.5	3000	714	0.2
H3	100	L	200L Tj 290 A	12220	12220	2.2	1.5865	0.21	8.25	52.7	42.2	3.85	3.85	70	Probado	55	55	poco	seco	no hay	20	SLSC	25.25	3.5	3000	3491	1.2
200	NUEVO	L	200 L Tj 278	22000	22000	2.71	0.988	0.12	2.29	34.4	27.5	3	3	88	Probado	82	82	poco	seco	no hay	20	SLSC	25.25	3.5	3000	8286	2.1
200	105,108	L	200 L Tj 282	20000	20000	2.14	0.865	0.22	4.4	41.3	33.0	3.5	3.5	85	recurso	80	80	poco	seco	no hay	20	SLSC	25.25	3.5	3000	5714	1.9
H3	375	L	H3 L Tj 724	11000	11000	0.97	0.361	0.21	3.38	27.0	21.6	4.54	4.54	68	Probado	58	58	poco	seco	no hay	20	SLSC	25.25	3.5	3000	3143	1.0
H3	371	L	H3 L Tj 723	11000	11000	1	0.2375	0.19	3.94	29.5	23.6	3	3	68	recurso	58	58	poco	seco	no hay	20	SLSC	25.25	3.5	3000	6548	2.2
				120620	120620																					37639	12.8
<b>Zona 2</b>																											
400	248	L5	4L Tj 248	47797	41000	1.6	0.8075	0.25	5.73	43.9	35.1	3.7	3.7	75	Recurso	64	64	poco	seco	f caja	20	SLSC	34.03	3.5	3000	11714	3.9
400	341	L1	4L Tj 739	30357	30300	2.1	1.0185	0.19	3.94	39.1	31.3	3.5	3.5	75	Probado	64	64	poco	seco	f caja	20	SLSC	34.03	3.5	4700	8657	1.8
800	345	L3	6L Tj 781	6700	6700	4.39	2.166	0.3	3.53	57.3	45.9	5	5	74	Probado	64	64	poco	seco	f caja	20	SLSC	34.03	3.5	4700	1914	0.4
1200	906-907	L2	12L Tj 808	1.700	1.700	5.38	2.57	0.18	8.84	81.4	64.0	2.05	2.3	75	Recurso	51	48	regul	seco	f caja	30	SLSV	40.49	1.88	4700	1012	0.2
1200	356	L4	12L Tj 310	10500	10500	3.13	1.6	0.1	2.6	40.8	32.0	4	4	75	Probado	82	82	poco	seco	f caja	20	SLSC	34.03	3.5	4700	3000	0.8
1000	352	L5	10L Tj 296	39407	39400	5.01	2.6505	0.23	3.28	60.8	48.5	3.18	3.18	78	Probado	60	60	poco	seco	f caja	20	SLSC	34.03	3.5	4700	11257	2.4
1200	889	L8	12L Tj 815	14637	14800	2.44	2.0805	0.19	7.8	82.9	50.3	8	8	70	Probado	54	54	regul	seco	f caja	20	SLSC	34.03	3.5	4700	4229	0.9
1200	359-380	L7	12L Tj 287	4150	4200	2.9	1.71	0.21	4.81	49.9	39.9	3.2	3.2	70	Probado	67	67	poco	seco	f caja	20	SLSC	34.03	3.5	4700	1200	0.3
1400	297	L8	14L Tj 297	107297	48600	4.98	2.584	0.24	3.01	59.2	47.3	8.7	8.7	75	Recurso	64	64	poco	seco	f caja	20	SLSC	34.03	3.5	4700	13943	3.0
1400	300	L9	14L Tj 300	137207	6200	4.98	2.584	0.24	3.01	59.2	47.3	8.7	8.7	74	Recurso	64	64	regul	seco	f caja	20	SLSC	34.03	3.5	3000	1771	0.6
1400	241	M10	14M Tj 241	57757	27900	1.92	1.3015	0.14	3.4	35.1	28.1	2.2	2.2	78	Recurso	80	84	poco	seco	f caja	30	SLSC	40.49	2.5	3000	11180	3.7
1200	357	L11	12L Tj 357	32657	14400	2.23	1.3395	0.1	3.04	35.2	28.1	2.5	2.5	75	Recurso	62	62	poco	seco	f caja	20	SLSV	40.49	2.73	3000	5275	1.8
				490,366	246,900																					76132	19.6
<b>Zona 4</b>																											
1500	227 al 237	C	15C - 644	13290	13200	4.2	2.03	0.57	2.33	53.0	37.1	1.6	1.68	75*	Probado	52	55	Poco	Seco	Poco	30	SLSV	39.27	1.88	3000	7911	2.6
2100	83	C	21 C - 850	20000	20000	9.73	1.25	0.82	5.02	105.0	73.5	2.2	2.2	75	Probado	52	55	Poco	Seco	Poco	30	SLSV	39.27	1.88	3000	11905	4.0
1900		M	19M - 884	3000	3000	3.72	1.28	0.38	3	48.5	34.0	3	3	80*	Probado	50	50	Poco	Humed	M poco	30	SLSC	32.81	3	3000	1000	0.3
1700	374 al 378	M	17M-798S	5900	5900	2.38	1.3	0.22	8	51.8	36.3	1.4	1.5	80	Probado	45	47	Poco	Seco	M poco	30	SLSV	39.27	1.88	3000	3512	1.2
1700	208	M	17M-795	2500	1650	2.69	1.95	0.08	4	45.2	31.6	1.45	1.5	75	Probado	52	57	Poco	Seco	M poco	30	SLSV	39.27	1.88	3000	1488	0.5
<b>Sub. Total</b>				<b>44690</b>	<b>43760</b>																					<b>26816</b>	<b>6.6</b>
<b>Zona 5</b>																											
3600	279 28	C	3600C - 590	20827	20800	4.34	0.87	0.29	2.07	46.8	32.8	2.63	2.63	72*	Probado	47	49	Poco	Mojada	Poco	30	SLSV	36.18	2.73	3000	7629	2.5
3600	258 263, 254 266	C	3600C - 600	16000	15800	3.23	0.42	0.54	3.52	48.1	33.7	1.78	1.78	70*	Probado	45	48	Poco	Goteo	Poco	30	SLSV	36.18	1.68	3000	9524	3.2
3600	249 252 253 255	C	3600C - 610	7700	7400	2.53	0.18	0.36	2.18	33.7	23.8	1.71	1.71	75*	Probado	49	52	Poco	Mojada	Poco	30	SLSV	36.18	1.88	3000	4583	1.5
3000	H G	M	3000C - 750	10050	10050	3.74	2.83	0.15	8.36	66.3	46.4	1.96	1.96	75	Probado	49	52	Poco	Mojada	Poco	30	SLSV	36.18	2.5	3000	4020	1.3
2700	C D(2005)	M	2700C - 758	27500	500	2.08	1.11	0.15	4.03	39.0	27.3	4.19	4.19	80	Probado	54	54	Poco	Mojada	Poco	20	SLSC	29.72	3.5	3000	7857	2.6
3300	271 272 273 274 275	Katia	3300C - 604K	1800	1800	4.93	0.53	0.49	2.65	55.6	39.0	1.62	1.62	80*	Probado	55	60	NO	Moj Grl	Poco	30	SLSV	36.18	1.88	3000	952	0.3
3300	271 272 273 274 275	C	3300C - 608	20825	20800	5.17	0.48	0.36	3.45	59.7	41.8	2.87	2.87	72*	Probado	52	58	Poco	Mojada	Poco	30	SLSV	36.18	2.73	3000	7628	2.5
3300	257 259 280 281, 282	C	3300C - 607	12500	12500	4.87	0.4	0.54	4.08	61.1	42.8	1.95	1.95	74*	Probado	52	58	Poco	Humed	Poco	30	SLSV	36.18	2.5	3000	5000	1.7
3900	276 282 80	C	3900C - 650	35042	22250	3.85	0.84	0.5	2.23	46.6	32.6	2.78	2.78	78	Probado	48	50	Poco	Humed	Poco	30	SLSV	36.18	2.73	3000	12836	4.3
3900	285 287 288 269	C	3900C - 651	3924	16650	3.22	0.49	0.63	3.33	48.3	33.8	1.62	1.82	78*	Probado	48	50	NO	Mojada	Poco	30	SLSV	36.18	1.88	3000	21383	7.1
3900	368388391392394	C	3900C - 640	8500	8500	4.98	0.16	0.88	2.1	57.0	39.9	1.58	1.58	79*	Probado	55	55	Poco	Humed	Poco	30	SLSV	36.18	1.88	3000	5080	1.7
<b>Sub Total</b>				<b>196488</b>	<b>136860</b>																					<b>86473</b>	<b>28.8</b>
<b>Zona 6</b>																											
2700	346 347 348 349 350	C	27C - 612	13700	13600	6.03	0.6	0.56	3.85	69.9	49.0	2	2	72	Probado	47	55	Poco	Mojada	Poco	30	SLSV	40.96	1.68	3000	8155	2.7
2500	335 338 363	C	25C - Tj 616	14000	5800	5.34	0.8	0.79	2.89	63.8	44.5	1.8	1.8	75	Probable			Poco	Mojada	Poco	30	SLSV	40.96	1.68	3000	8333	2.8
2700	NUEVO	C	27C-Tj 615	35000							0.0			75	Probable				Mojada	Poco	20	SLSC	34.5	3.5	3000	10000	3.3
<b>Sub Total</b>				<b>82700</b>	<b>19400</b>																					<b>26466</b>	<b>8.8</b>
<b>TOTAL</b>				<b>614,744</b>	<b>666,420</b>																					<b>261747</b>	<b>46.3</b>

UBICACIÓN				CRONOGRAMA 2006											
NIVEL	BLOCK	VETA	TAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
<b>Zona 1</b>															
200	372,373,382	L	200L Tj 261												
200		Gloria	Gloria Tj 705												
200		L	200 L Tj 270												
H3	100	L	200L Tj 290 A												
200	NUEVO	L	200 L Tj 278												
200	105,108	L	200 L Tj 292												
H3	375	L	H3 L Tj 724												
H3	371	L	H3 L Tj 723												
<b>Zona 2</b>															
400	248	L5	4L Tj 248												
400	341	L1	4L Tj 739												
600	345	L3	6L Tj 761												
1200	906-907	L2	12 L Tj 808												
1200	356	L4	12L Tj 310												
1000	352	L5	10L Tj 298												
1200	889	L6	12L Tj 815												
1200	359-360	L7	12L Tj 287												
1400	297	L8	14L Tj 297												
1400	300	L9	14L Tj 300												
1400	241	M10	14M Tj 241												
1200	357	L11	12L Tj 357												
<b>Zona 4</b>															
1500	227 al 237	C	15C - 844												
2100	83	C	21 C - 650												
1900		M	19M - 684												
1700	374 al 376	M	17M-798S												
1700	208	M	17M-795												
<b>Sub. Total</b>															
<b>Zona 5</b>															
3600	279 28	C	3600C - 590												
3600	258,263,254,266	C	3600C - 600												
3600	249,252,253,255	C	3600C - 610												
3000	H,G	M	3000C - 750												
2700	C,D(2005)	M	2700C - 756												
3300	271,272,273,274,275	Katia	3300C - 604K												
3300	271,272,273 274,275	C	3300C - 606												
3300	257,259,280,261,282	C	3300C - 607												
3900	278 282 00	C	3900C - 650												
3900	265,267,268,269	C	3900C - 651												
3900	388389391392394,	C	3900C - 640												
<b>Sub. Total</b>															
<b>Zona 6</b>															
2700	346,347,348 349,350	C	27C - 612												
2500	335,338,363	C	25C- Tj616												
2700	NUEVO	C	27C-Tj615												
<b>Sub. Total</b>															
<b>TOTAL</b>															

EQUIPOS	TMS	MET. PERF.	MESES
QUASAR	120520	34991	9 6
BOOMER	455869	143968	12 8
MINIRAPT 2	84256	42130	14
MINIRAPT 1	73998	32071	10 7
SIMBA 1	193791	78210	12
SIMBA 2	82077	33613	11 1
RAPT JUN	71700	31845	8 8

### Cuadro Resumen de SLV en 2006

UBICACION				CONSIDERACIONES																	
NIVEL	BLOCK	VETA	TAJO	RESER Ton	GEOLOGICAS				VALOR Mineral	Potencia		Buza- miento	Cond Reserva	GEOM		INGENIERIA Y PLANEAMIENTO					
					%Zn	%Pb	%Cu	Oz AG		Veta	Minad			RMR MIN	Met Explot	COST OPER \$	RATIO PERF.	PROM. PERF/ MES	MTS. PERF.	MESES TRAB.	
<b>Zona 4</b>																					
1500	27 al 237	C	15C - 644	13290	4.2	2.03	0.57	2.33	53.0	1.6	1.68	75°	Probado	57	SLSV	33.58	1.68	3000	7911	2.6	
2100	83	C	21 C - 650	9748	5.61	2.04	1.06	5.21	83.3	1.28	1.5	75	Probado	55	SLSV	33.58	1.68	3000	5802	1.9	
1900		M	19M - 684	3000	3.72	1.28	0.38	3	48.5	3	3	80°	Probado	50	SLSC	31.39	3	3000	1000	0.3	
1700	74 al 376	M	17M-798S	5900	2.36	1.3	0.22	6	51.8	1.4	1.5	80	Probado	47	SLSV	33.58	1.68	3000	3512	1.2	
1000	248,250	M	10M 685	7900	4.73	2.61	0.23	4	61.5	1.5	1.5	85	Probado	55	SLSV	33.58	1.68	3000	4702	1.6	
1700	208	M	17M-795	2500	2.89	1.95	0.08	4	45.2	1.45	1.5	75	Probado	57	SLSV	33.58	1.68	3000	1488	0.5	
2100	379	M	21M800	13000	2.29	1.56	0.17	5	47.4	1.87	1.87	75	Recurso	50	SLSV	33.58	1.68	3000	7738	2.6	
<b>Sub. Total</b>				<b>55338</b>														<b>32154</b>	<b>10.7</b>		
<b>Zona 5</b>																					
3600	279.28	C	3600C - 590	20827	4.34	0.87	0.29	2.07	46.8	2.63	2.63	72°	Probado	49	SLSV	33.58	2.73	3000	7629	2.5	
3600	#####	C	3600C - 600	16000	3.23	0.42	0.54	3.52	48.1	1.76	1.76	70°	Probado	45	SLSV	33.58	1.68	3000	9524	3.2	
3600	#####	C	3600C - 610	7700	2.53	0.18	0.36	2.18	33.7	1.71	1.71	75°	Probado	52	SLSV	33.58	1.68	3000	4583	1.5	
3000	H,G	M	3000C - 750	10050	3.74	2.83	0.15	6.36	66.3	1.96	1.96	75	Probado	52	SLSV	33.58	2.5	3000	4020	1.3	
2700	C,D(2005	M	2700C - 756	27500	2.06	1.11	0.15	4.03	39.0	4.19	4.19	80	Probado	54	SLSC	31.39	3.5	3000	7857	2.6	
3300	#####	Katra	3300C - 604K	1600	4.93	0.53	0.49	2.65	55.6	1.62	1.62	80°	Probado	50	SLSV	33.58	1.68	3000	952	0.3	
3300	#####	C	3300C - 606	20825	5.17	0.48	0.36	3.45	59.7	2.87	2.87	72°	Probado	50	SLSV	33.58	2.73	3000	7628	2.5	
3300	#####	C	3300C - 607	12500	4.67	0.4	0.54	4.06	61.1	1.95	1.95	74°	Probado	50	SLSV	33.58	2.5	3000	5000	1.7	
3900	#####	C	3900C - 650	35042	3.85	0.84	0.5	2.23	46.6	2.78	2.78	78	Probado	58	SLSV	33.58	2.73	3000	12836	4.3	
3900	#####	C	3900C - 651	35924	3.22	0.49	0.63	3.33	48.3	1.62	1.62	78°	Probado	50	SLSV	33.58	1.68	3000	21383	7.1	
									0.0												
3900	3883893	C	3900C - 640	8500	4.98	0.18	0.86	2.1	57.0	1.58	1.58	79°	Probado	55	SLSV	33.58	1.68	3000	5060	1.7	
<b>Sub. Total</b>				<b>196468</b>														<b>86473</b>	<b>28.8</b>		
<b>Zona 6</b>																					
2700	#####	C	27C - 612	13700	6.03	0.8	0.56	3.65	69.9	2	2	72	Probado	55	SLSV	33.58	1.68	3000	8155	2.7	
2500	#####	C	25C- Tj616	23000	5.34	0.6	0.79	2.89	63.6	1.6	1.6	75	Probable	55	SLSV	33.58	1.68	3000	13690	4.6	
2700	NUEVO	C	27C-Tj615	35000								75	Probable	55	SLSC	31.39	3.5	3000	10000	3.3	
<b>Sub. Total</b>				<b>71700</b>														<b>31845</b>	<b>10.6</b>		
<b>TOTAL</b>				<b>323506</b>														<b>150471</b>	<b>50.2</b>		

# Cronograma Resumen de SLV em 2006

			CRONOGRAMA 2006											
NIVEL	TAJO	MES. TRAB.	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
<b>Zona 4</b>														
1500	15C - 644	2 6	█											
2100	21 C - 650	1 9							█					
1900	19M - 684	0 3	█											
1700	17M-798S	1 2		█										
1000	10M 685	1 6				█								
1700	17M-795	0 5						█						
2100	21M800	2 6							█					
		<b>10.7</b>												
<b>Zona 5</b>														
3600	3600C - 590	2 5	█											
3600	3600C - 600	3 2				█								
3600	3600C - 610	1.5							█	█				
3000	3000C - 750	1 3									█			
2700	2700C - 756	2 6											█	
3300	3300C - 604k	0.3	█	█										
3300	3300C - 606	2 5		█										
3300	3300C - 607	1.7					█							
3900	3900C - 650	4.3				█								
3900	3900C - 651	7 1								█		█	█	█
3900	3900C - 640	1 7									█	█		
		<b>28.8</b>												
<b>Zona 6</b>														
2700	27C - 612	2 7				█								
2500	25C- Tj616	4 6									█			
2700	27C-Tj615	3 3												
		<b>10.6</b>												
		<b>50.2</b>												

## Resumen de Perforación 2006

EQUIPOS		TMS	MET. PERF.	MESES
MINIRAPT.2		84256	42130	11.4
MINIRAPT.1		73998	32071	10.7
SIMBA 1		19300	10702	3.6
SIMBA 2		82077	33613	11.2
RAPT. JUN.		71700	31845	10.6
<b>TOTAL</b>		<b>331331</b>	<b>150361</b>	<b>50.1</b>

## Cronograma Perforación por Equipo

TAJO	CONSIDERACIONES					CRONOGRAMA											
	GEOL.					2006											
	RESER Ton	RAT. PERF.	PROM PERF MES	MTS. PERF.	MES. TRAB.	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
<b>RAPTOR 1</b>																	
15C - 644	13290	1 68	3000	7911	2 6												
3900C - 650	35042	2 73	3000	12836	4 3												
3900C - 651	35924	1 68	3000	21383	4 5												
	<b>84256</b>			<b>42130</b>	<b>11.4</b>												
<b>RAPTOR 2</b>																	
3300C - 604K	1600	1 68	3000	952	0.3												
3300C - 606	20825	2 73	3000	7628	2 5												
3300C - 607	12500	2 5	3000	5000	1 7												
21 C - 650	9748	1 68	3000	5802	1 9												
3900C - 640	8500	1 68	3000	5060	1 7												
3300C - 606	20825	2 73	3000	7628	2 5												
	<b>73998</b>			<b>32071</b>	<b>10.7</b>												
<b>SIMBA 1</b>																	
19M - 684	3000	3	3000	1000	0 3												
17M-798S	5900	1 68	3000	3512	1 2												
10M 685	7900	1 68	3000	4702	1 6												
17M-795	2500	1 68	3000	1488	0 5												
21M -800	13000	1 68	3000	7738	2 6												
	<b>32300</b>			<b>10702</b>	<b>6.1</b>												
<b>SIMBA 2</b>																	
3600C - 590	20827	2 73	3000	7629	2.5												
3600C - 600	16000	1 68	3000	9524	3 2												
3600C - 610	7700	1 68	3000	4583	1 5												
3000C - 750	10050	2 5	3000	4020	1 3												
2700C - 756	27500	3 5	3000	7857	2.6												
	<b>82077</b>			<b>33613</b>	<b>11.2</b>												
<b>RAPTOR JUNIOR</b>																	
27C - 612	13700	1 68	3000	8155	2 7												
25C- Tj616	23000	1 68	3000	13690	4 6												
27C-Tj615	35000	3 5	3000	10000	3 3												
	<b>71700</b>			<b>31845</b>	<b>10.6</b>												
<b>total</b>	<b>344331</b>			<b>150361</b>	<b>50.1</b>												

**11.2.- Requerimiento de equipos mecanizados**  
**11.2.1.- Tipos de equipos de perforación**

**Mini Raptor**

**RAPTOR MINI - For vein ore bodies**

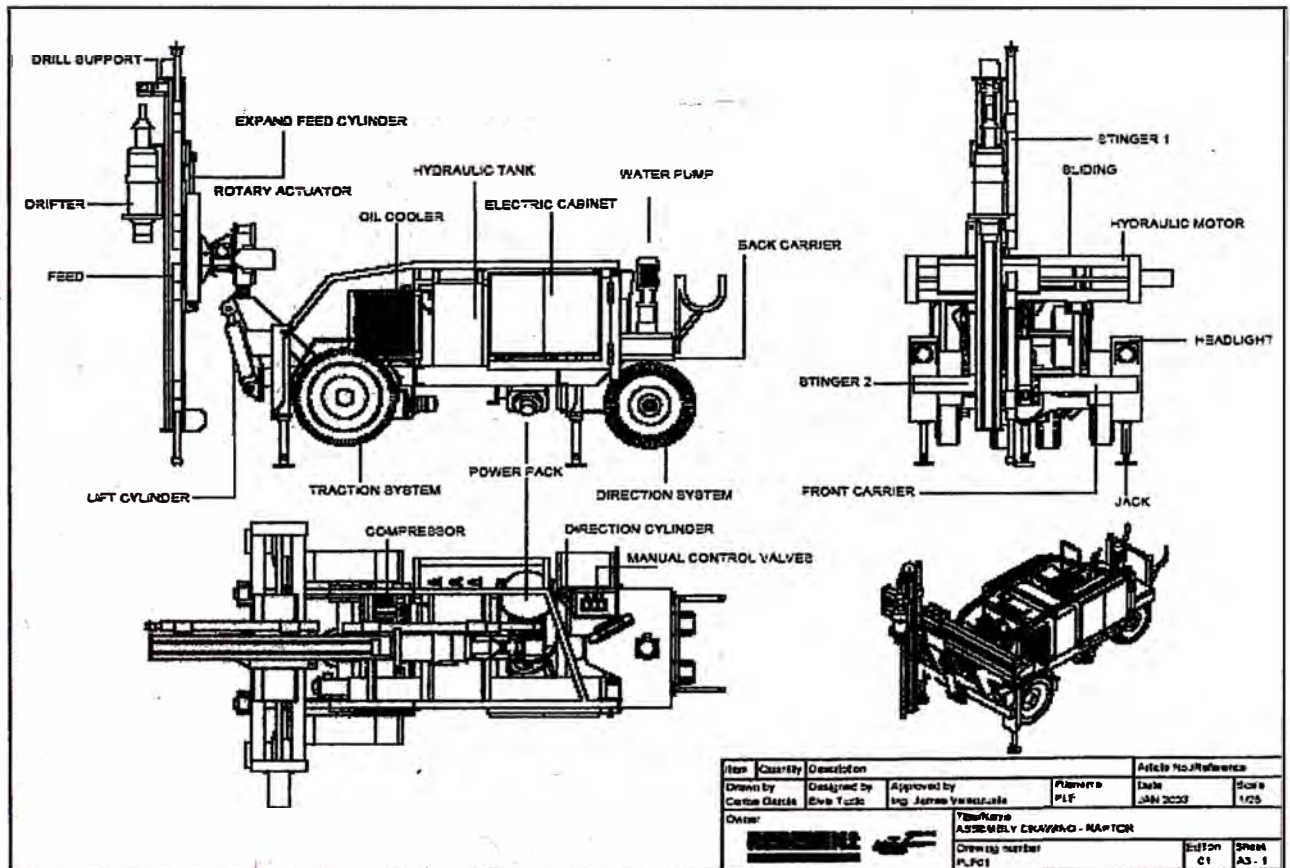
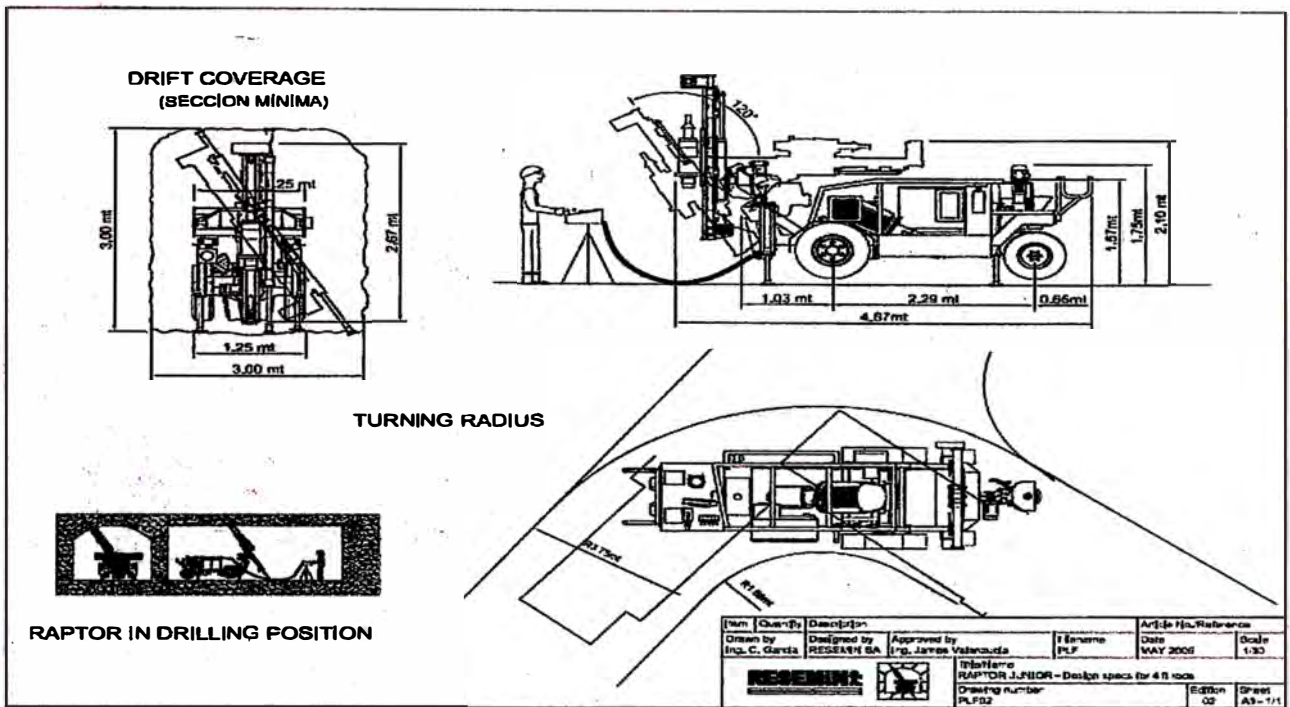
**Suitable for:**

- 1.- Mechanized production for vein ore bodies
- 2.- Mechanized production for cut and fill method
- 3.- Sub level stoping
- 4.- Sub level caving
- 5.- Cable Bolting
- 6.- Auxiliar holes

Item	Quantity	Description	Article No./Reference	
Drawn by	Designed by	Approved by	Filename	Date
Ing. C. Garcia	RESEMINE SA	Ing. James Valenzuela	PLF	JUNE 2005
<b>RESEMINE</b>		Title Name <b>RAPTOR MINI</b>		
		Drawing number		Editor



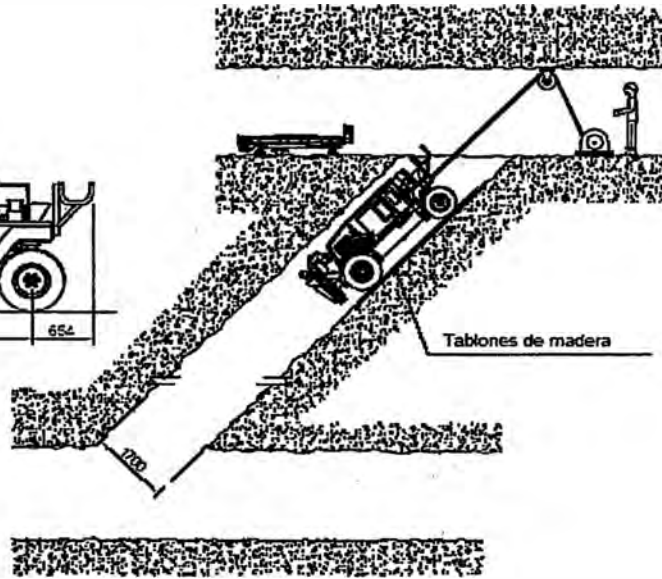
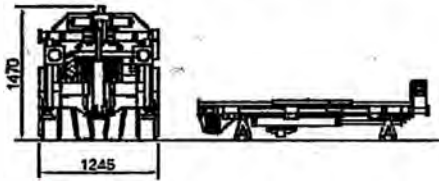
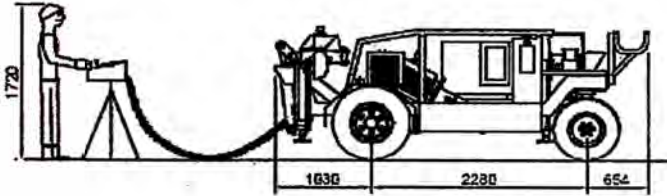
# Raptor Junior



## DIMENSIONES DEL RAPTOR JUNIOR



Peso total : 3.850 kg.  
 Peso sin viga y sin perforadora : 3.250 kg.



**DIMENSIONES**  
 Escala 1 : 50

### DETALLE DEL IZAJE

Item	Quantity	Description	Article No. Referencia
Drawn by Ing. C. Garcia	Designed by RESEMIN SA	Approved by Ing. Jesus Valenzuela	Planera PLF
			Title block DIMENSIONES DEL RAPTOR JUNIOR Drawing number PLF10
			Date JULY 2004 Scale 1 : 100 Edition 01 Sheet 63 - 111

## 11.2.2.- Costos de equipos de perforación

Equipo de Perforación	US\$
Miniraptor 1 y 2	130,000
Raptor Junior	140,000
Raptor	180,000
Quasar	400,000
Simba	400,000
Boomer	400,000

### 11.2.3.- Costo horario del miniraptor

<b>Costo Horario de Miniraptor 1</b>		
Valor de adquisición	\$	130,000
Valor de adqui. Sin llantas	\$	129,541
Valor de Rescate	%	12
	\$	15600
Valor de Depreciable	\$	113,941
Periodo de Depreciación	años	5
	hr	12000
Costo de posesión	\$/hr	9.50
Valor de K		0.00025
Tasa de interes	%	16
Costo de intereses	\$/hr	5.2
Tasa de seguros	%	2.5
Costo Seguro	\$/hr	0.81
Mant. Y Repar	%	55
Costo de Manten- Rep	\$/hr	5.96
Costo de combustible	\$/gl	2.67
Consumo de combustible	gl/hr	0.25
Costo de Combustible	\$/hr	0.67
Costo de filtros	\$/hr	0.10
Consumo de grasas	lb/hr	0.46
Costo de grasas	\$/lb	0.91
Costo de grasas	\$/hr	0.42
Costo de jgo. De llantas	\$	459.00
Vida util de llantas	hr	3938
Costo de llantas	\$/hr	0.12
Costo Total sin mano de obra	\$/hr	22.77
Costo Total con jumbero	\$/hr	26.36
Costo Total con mecanico/electrico	\$/hr	30.33
Costo Total con mecanico/electrico, sin jumbero	\$/hr	26.73

### 11.2.4.- Característica de los equipos

Equipo	Cap	Hp	Peso	Marca	Modelo	Perforadora	Motor	Altura	Ancho	Largo	Stinger	Sin fin
	Yd3		Tn					m				
Mini Raptor 1		55	2.5	Resemin	Mini Raptor	COP-1032	Electrico	1.47	1	3.25	0.8	0.8
Mini Raptor 2		55	2.5	Resemin	Mini Raptor	COP-1238	Electrico	1.47	1.2	3.25	0.8	1.2
Raptor Junior		60	3.85	Resemin	Raptor Junior	COP-1238	Electrico	2.1	1.25	4.67	0.8	1.25
Quasar		85	9.3	TAMROCK SECOMA	QUASAR N/V 3030	COP-1238	DEUTZ F4L-912W 4 CILINDROS	2.5	1.34	8.12	1.2	
Scoop	2.2	139	11.5	Wagner	ST- 2D		DEUTZ F6L-413FW 6 CILINDROS	1.98	1.55	6.81		
Mscoop	0.7	30	4	Tam Rock	100 E		Electrico	1.85	1.05	4.85		

### 11.2.5.- Condiciones de Servicios

<b>CONDICIONES TRABAJO</b>			
<b>INDICADORES</b>	<b>COP 1238 Bomba A104071 Boomer, Quasar, Simba. R. Junior</b>	<b>COP 1032 Bomba A10V045 Mini. Raptor 1</b>	<b>COP 1032 Bomba A104071 Mini.Raptor 2</b>
<b>Pres. Percuc.</b>	<b>Alta Perforación</b>	160-180	150 - 160
	<b>Baja Emboquillado</b>	140	90 - 110
<b>Pres. Avance</b>	<b>Alta</b>	60 - 90	50 - 70
	<b>Baja</b>	50	30 - 50
<b>Pres. Rotac.</b>		40 - 50	40 - 50
<b>RPM</b>		140	160
<b>Presión Agua</b>	<b>Bar</b>	6	6
<b>Presión Aire</b>	<b>(Psi)</b>	90 - 110	90 - 110
<b>Energía Eléct.</b>	<b>Amperios</b>	60 - 80	60 - 80

### 11.2.6.- Consideraciones en el izaje de equipo para estar cautivo

- Sección mínima de la chimenea de 2.00m x 2.00m, y no debe haber rocas sobresalientes que acorten las medidas indicadas.
- Colocar puntales de madera de 8" x 8", en las posiciones que se indican en el esquema adjunto.
- Las patillas para el soporte de los puntales, es de 2" de profundidad como mínimo.
- Colocar plataforma de madera para accionar la cadena de tiro de los teclees.
- Utilizar 2 teclees de 05 toneladas de capacidad cada uno para colgar con cadena de izaje 20m de longitud. 1 teclee de 3 toneladas para jalar el equipo
- Usar una cadena de 3/8" x 15 metros de largo grado 8
- Sujetar al teclee en el puntal con cable de 1/2" dando 3 vueltas sujetado con grampas crosby.
- Durante la maniobra de izaje no deben transitar equipos y/o personal en las cercanías de la chimenea, asimismo evitar los trabajos de extracción.
- Los elementos de sujeción de la línea de vida se colocaran de acuerdo al terreno en que se trabaja, pudiendo ser cáncamos de 4" con Terminal de argolla preparados para este fin para terreno duro, puntales de línea o cuadro completo en terrenos flojos.
- Para realizar el trabajo es necesario contar como mínimo con 06 personas: 02 maestros mecánicos y 04 ayudantes mineros,

todos con arnés, línea de vida sujetos a puntos preferenciales independientes.

- Inspeccionar los EPP, equipos y herramientas, antes, durante y después del trabajo esto lo realiza cada trabajador bajo la supervisión del jefe de grupo.
- Es necesario contar con barretillas de 6 y 8 pies según requiera esta actividad.
- En caso de atascamiento del equipo en la chimenea, se debe utilizar escalera de gato, sujeta al puntal de línea, colocada en la parte superior de la chimenea. Adicionalmente la persona que baja debe estar sujeta a una soga nylon de 3/4" de diámetro.

## 11.2.7- Check list de equipo

<b>Mantenimiento Preventivo Equipo Jumbo Check List</b>				
<b>Check List(Antes de arrancar el equipo)</b>		<b>B</b>	<b>M</b>	<b>Observaciones</b>
1	Extintor de incendio			
2	Aceite / Agua / batena			
3	Protección(partes móviles)			
4	Llantas /Llanta de repuesto			
5	Fuga de aceite			
6	Pines y seguros			
7	Bloqueo			
8	Encendido			
9	freno de servicio			
10	Dirección			
11	Freno de estacionamiento			
12	alarma de retroceso			
<b>Mantenimiento preventivo inicial</b>		<b>S/N</b>	<b>Observaciones</b>	
1	Nivel de aceite Hidraulico			
2	Estado del centralizador			
3	Gata y mando final			
4	Pernos de martillo(ajustes), tirantes y soporte			
5	Barras torcidas y Sank			
6	Tensión de cadena de avance de guías de perforación			
7	Condición de cable eléctrico			
8	Condición de panel de control eléctrico			
<b>Verificar (En funcionamiento)</b>				
1	Lubncación de martillo			
2	Percusión (escape de aire de percusión)			
3	Rotación(parte delantera del martillo y retomo, mangueras de rotación)			
4	Avance(Retomo motor de avance)			
5	Fugas de agua, aire y aceite hifraulico			
<b>Mantenimiento preventivo final</b>				
1	Detener el equipo en un lugar adecuado sin humedad ni caída de bancos			
2	Presionar el botón de parada y apagar el botón del interruptor del otor			
3	Apagar las luces y el interuptor de llave			
4	Limpiar las partes sucias y verificar el estacionamiento correcto			
5	Revisar y reportar el nivel de aceite que ha dejado el equipo			
6	Reportar en el formato TPM cualquier falla que se detecte			

Abastecimiento
Aceite Hidraulico
Aceite de motor
Aceite de transmisiòn
Petròleo

### **11.2.8.- Instalación del equipo de perforación “Mini Raptor”**

El operador debe observar entre otros.

- Debe tener totalmente limpio el nivel de Perforación.
- Debe tener sus herramientas de trabajo completo como: llaves, clinómetro, wincha, planos, y cuaderno.
- Alineamiento de los taladros en la sección vertical de perforación. Ver apéndice 22.2
- Instalar el eje de la corredera a la altura de la línea horizontal programada. Ver apéndice 22.2
- Hacer uso del láser tanto para la perforación vertical y horizontal. Ver apéndice 22.2
- Los barrenos deben estar instalados en su soporte y no en el suelo.
- Llevar reporte de la longitud exacta de perforación y las anomalías observadas.

### **11.2.9.- Procedimiento de posicionamiento para equipo de perforación Mini Raptor 1 y 2**

**CONDICIONES QUE DEBE REUNIR LA LABOR PERFORACIÓN :**  
La labor de perforación debe de tener la sección de 2.5 m x 2.5 m, debiéndose llevar la veta tal como indica el diseño, ya en la ejecución el piso y el techo de la labor deben ser bien llevados procurando ser lo mas posible horizontal, el piso de perforación debe estar raspado y limpio, Estas condiciones influyen NOTORIAMENTE en la PRECISION y ESTABILIDAD del equipo.

**1.- Paralelismo:** Eje-Corredera/Sección-Perforación. Traslado del MINI-RAPTOR a la sección de perforación tomando como referencia el carril de la perforadora el cual debe alinearse (con un cordel) con la sección de perforación, (con esto se logra que el eje de la corredera este paralelo a la sección de perforación), luego retroceder el equipo haciendo coincidir la línea de varillaje y la sección de perforación.

**2.- Ubicar:** Eje-Corredera/Línea-Horizontal Nivelación horizontal del chasis del equipo de perforación con las 4 gatas hidráulicas y haciendo coincidir el eje de la corredera con la línea horizontal de perforación a 1.35 m.

**3.- Colocar Varillaje/Pto.Topog.** Alinear el carril en vertical absoluta, haciendo coincidir la línea de varillaje con el punto topográfico.



**NOTA:** Si la perforación es negativa concluida el PASO 3 girar la viga del equipo 180° y verificar la verticalidad. En el caso que la viga del equipo no pueda girar los 180°, bajar el punto topográfico al piso con plomada y repetir el PASO 3 con respecto a este punto.

**4.- Dar el ángulo Perforación.** indicado por el plano al carril, ubicar la posición del equipo en el plano para que el ángulo gire en el sentido correcto.

**5.- Asegurar el Equipo.** Fijar la viga del equipo de perforación con los stingeer superior e inferior, activar los stingeer lentamente, anclar primero el superior luego el inferior, se recomienda colocar una madera como apoyo en la base del stingeer inferior. especialmente cuando el terreno no es firme.

**6.- Verificar** la verticalidad y el Ángulo de perforación del eje del carril, luego del PASO 5, si existe variación hacer los ajustes adecuados.

**7.- Verificar** que el inicio de la perforación este en la sección de perforación, en caso que no coincida hacer los ajustes adecuados.

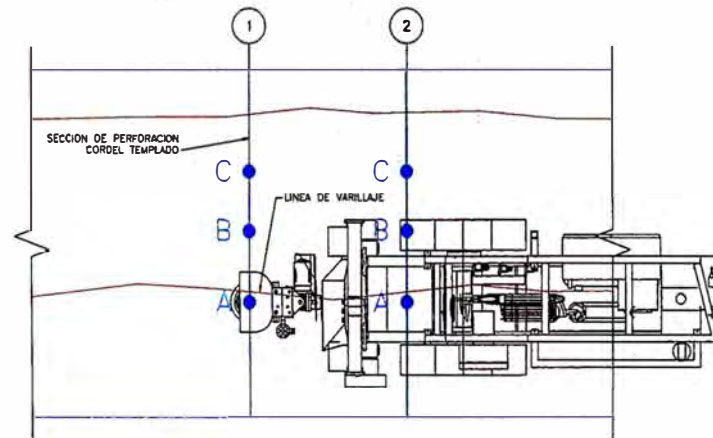
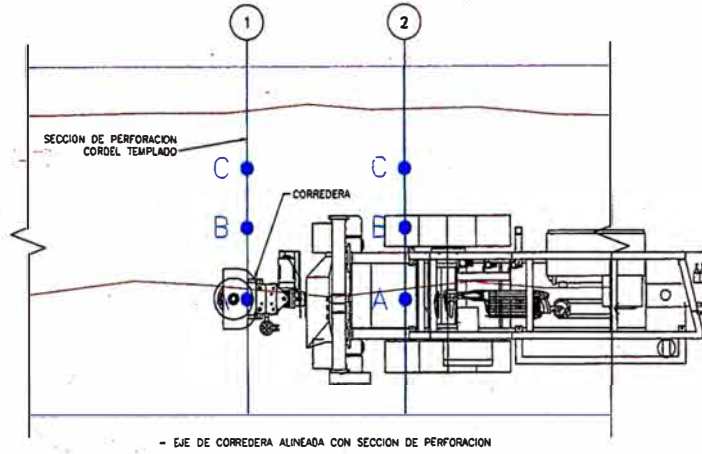
**8.- Preparar** La roca debe presentar una superficie favorable para el emboquillado en el caso de no estarlo preparar la superficie de perforación percutando la roca suavemente.

**9.- Verificar** los ángulos de posicionamiento, después de la perforación corta que se hace para el colocado del casing.

**NOTA:** El clinómetro debe colocarse sobre el eje del carril.

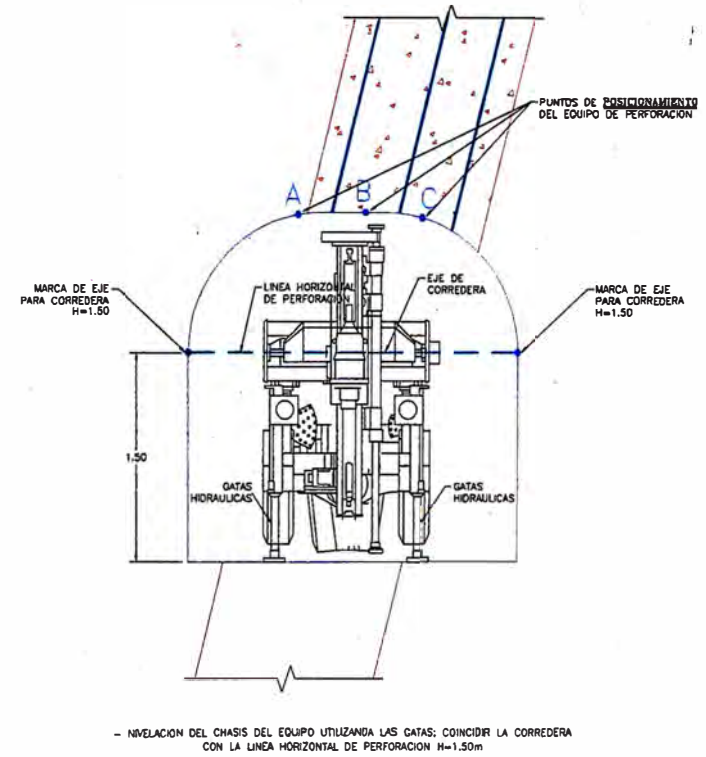
# PASO 1

PARALELISMO EJE CORREDERA / SECCION DE PERFORACION



# PASO 2

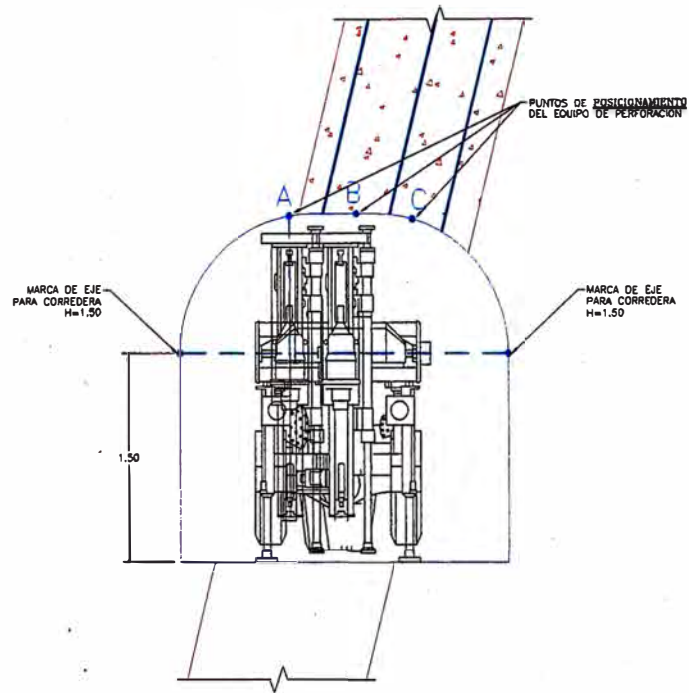
EJE CORREDERA / LINEA HORIZONTAL



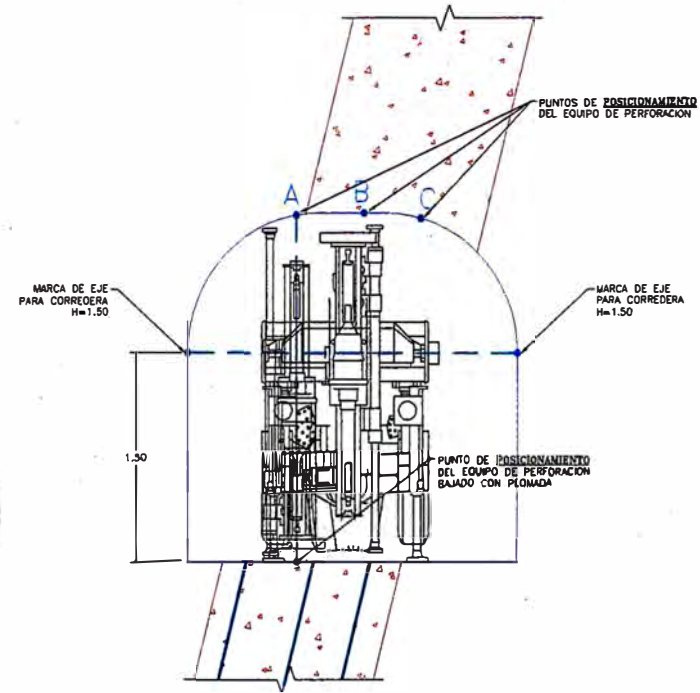
# PASO 3

VARILLAJE / PTO. TOPOGRAFICO/ VERTICAL ABSOLUTO

### TALADRO POSITIVO



### TALADRO NEGATIVO

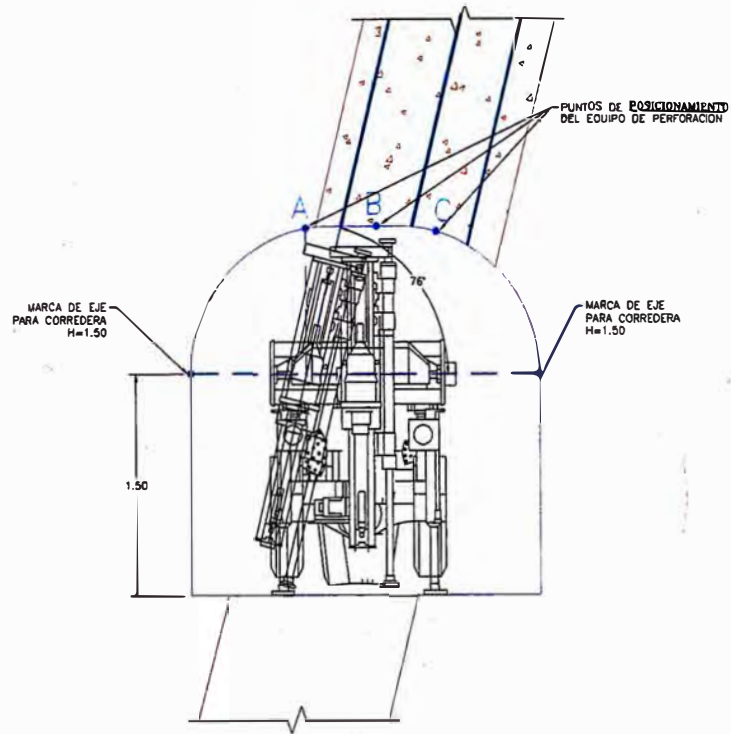


- ALINEAR EL CARRIL EN VERTICAL, HACIENDO COINCIDIR LA LINEA DE VARILLAJE CON EL PUNTO TOPOGRAFICO

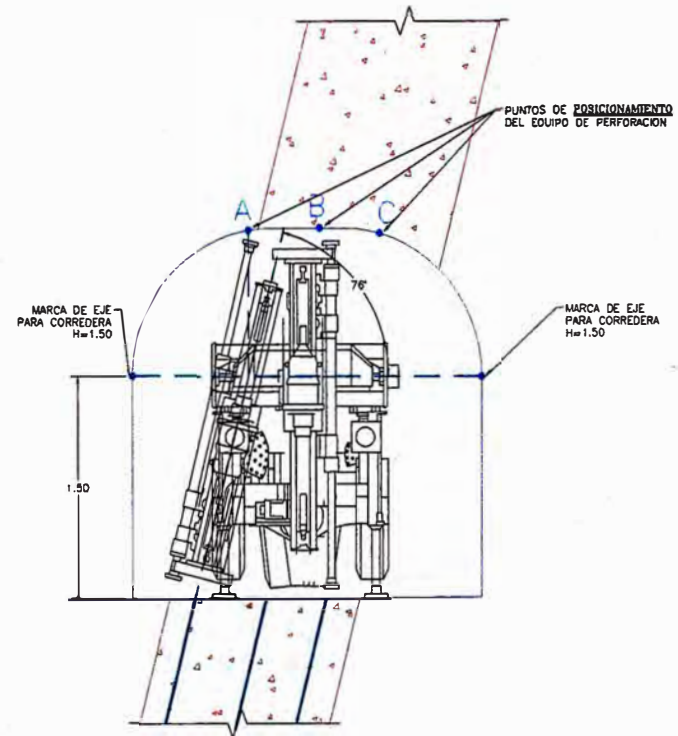
# PASO 4

## ANGULO DE PERFORACION

### TALADRO POSITIVO



### TALADRO NEGATIVO

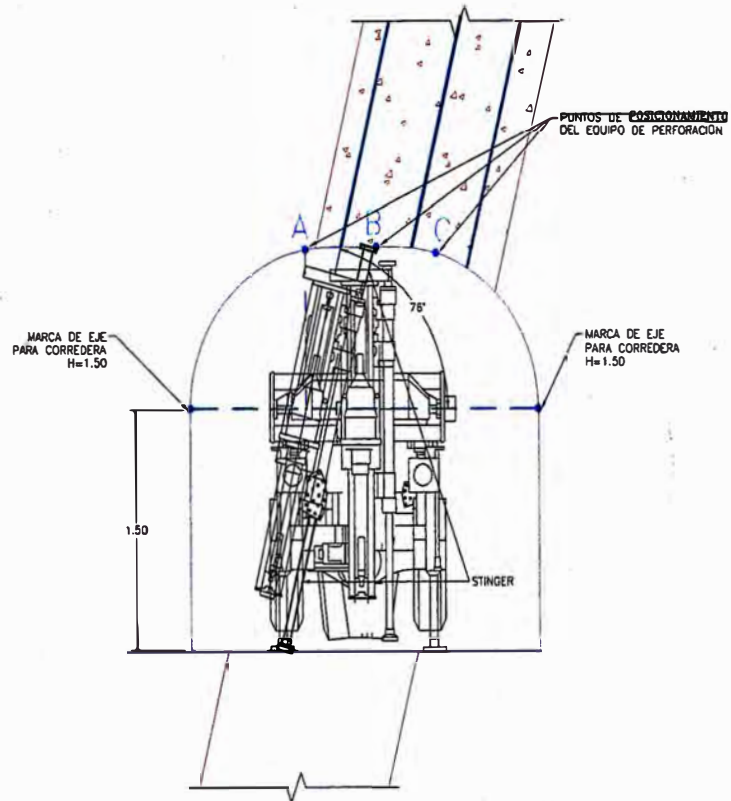


- DAR EL ANGULO DE PERFORACION, INDICADO POR EL PLANO AL CARRIL. UBICAR LA POSICION DEL EQUIPO EN EL PLANO PARA QUE EL ANGULO GIRE EN SENTIDO CORRECTO

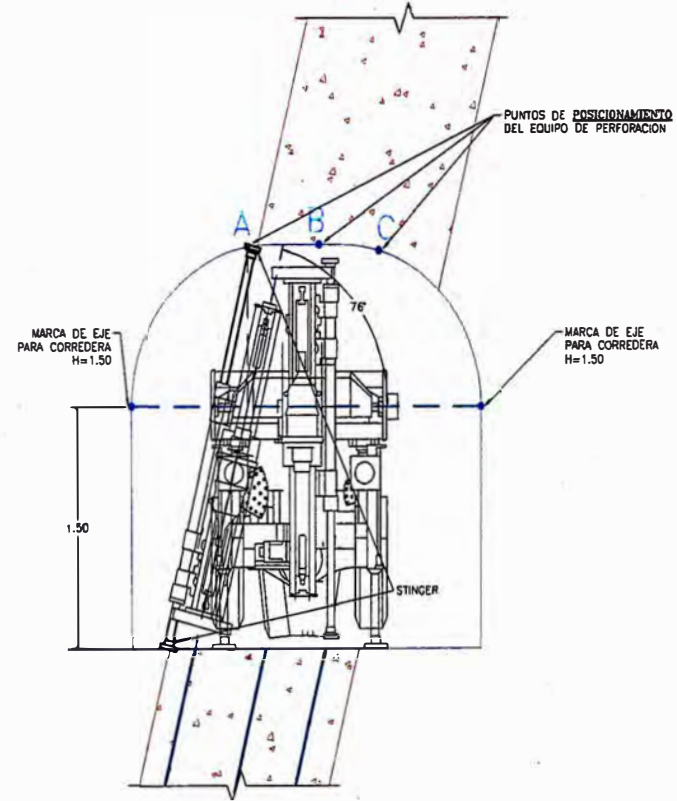
# PASO 5

## ASEGURAR EL EQUIPO

### TALADRO POSITIVO



### TALADRO NEGATIVO

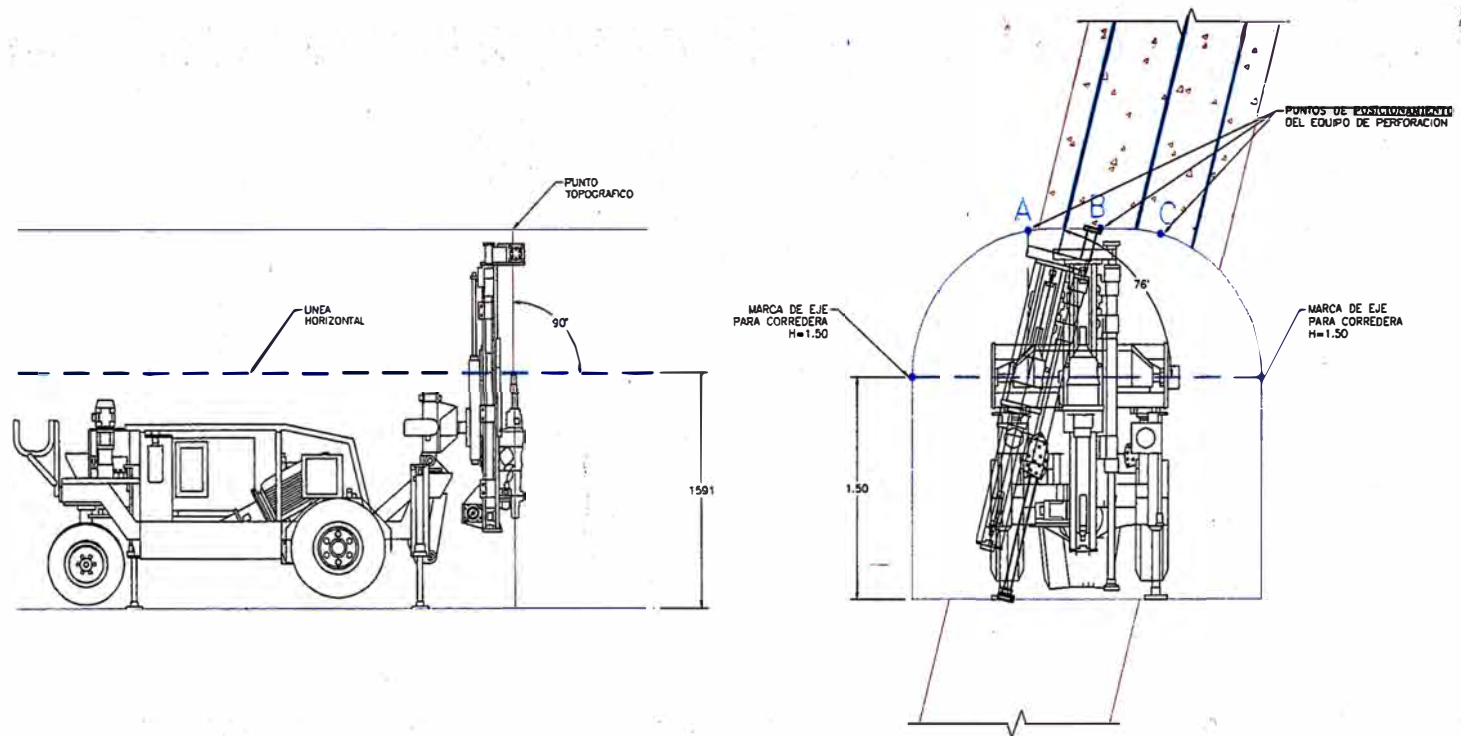


- FIGAR LA VIGA DE PERFORACION CON LOS STINGER SUPERIOR E INFERIOR

# PASO 6

## VERIFICACION

### TALADRO POSITIVO



- VERIFICACION DE LOS ANGULOS VERTICAL Y HORIZONTAL

## 11.2.10.- Principales problemas del equipo de perforación

Fallas que influyen en la disminución de metraje programado

### Horas paradas por causa de tipo mecánico – Informe por causa y por equipo

OBSERVACIONES MECANICAS	Quasar	Boomer	Raptor Jr.	Simba 2	Raptor Mini 2	Raptor Mini 1	Simba 1	Raptor 2	Total general
Cadena de Pluma	0.50	5.50	2.00	10.50	4.00	2.00	7.00	12.50	44.00
Manguera Hidráulica	5.00	2.50	5.00	7.00		5.50	6.00	5.00	36.00
Reparación Mecánica	4.00	2.00	2.50	7.50	1.50			5.50	23.00
Sistema Eléctrico	3.50		1.00	1.00	8.50	4.50		1.00	19.50
Viga de extensión		5.00	2.00	2.00			3.00	1.50	13.50
Mordaza	4.50	5.00		1.00		3.00			13.50
Mandos						5.50		8.00	13.50
Compresora Malograda	1.50					6.00			7.50
Pistón de extensión de Viga	6.50								6.50
Fuga de Aceite		2.50						4.00	6.50
Motor de Avance				6.50					6.50
Perforadora	1.00	1.00			1.00		1.50	1.00	5.50
Cable Cola							5.00		5.00
Bomba Hidráulica					4.00				4.00
Mpi				2.00	1.00	0.50			3.50
Brazo		3.00							3.00
Batería				1.50					1.50
Motor Diesel		1.50							1.50
Perno de Brida		1.00							1.00
Presiones								1.00	1.00
<b>Total general</b>	<b>26.50</b>	<b>29.00</b>	<b>12.50</b>	<b>39.00</b>	<b>20.00</b>	<b>27.00</b>	<b>22.50</b>	<b>39.50</b>	<b>216.00</b>

### Horas paradas por causa de tipo operativo – Informe por causa y por equipo

OBSERVACIONES OPERATIVAS	Quasar	Boomer	Raptor Jr	Simba 2	Raptor Mini 2	Raptor Mini 1	Simba 1	Raptor 2	Total general
Recuperacion de barras	7.5	20.5	15.5	5.5	2	6	15.5	15.5	88.00
Falta de agua	11.5	5	11.5	9.5	3.5	18	6	16.5	81.50
Traslado de equipo	14	7	15	15.5	3.5	2	20.5	1	78.50
Instalacion de tuberias	5	2	10	15.5		5	13.5		51.00
Falta de energia eléctrica	5.5	2.5	5	11	18	2	3	3	50.00
Falta de operador	5	8				8			21.00
Sank	2	1	6		4	5		2	20.00
Trabajos varios	7			8		2			17.00
Repasando taladros	6		6						12.00
Falta de campo	1	2	2	2.5		2	1	1	11.50
Limpiando taladros			10						10.00
Mpl			1.5	3		2	1	1.5	9.00
Falta de planos de perforación		1				8			9.00
Falta de malla de perforación		1	1	4.5					6.50
Disparo	1						2	1.5	4.50
Estacionamiento a otro punto	2.5							2	4.50
Ventilación			1	2			0.5	1	4.50
Carguio de taladros							2.5	1	3.50
Plasteo de bancos			1.5					1.5	3.00
Espera de topografos	2	1							3.00
Falta de aceros de perforacion	2								2.00
Tiros cortados								2	2.00
Falta de aire								1.5	1.50
<b>Total general</b>	<b>64.5</b>	<b>30.5</b>	<b>70.5</b>	<b>71.5</b>	<b>29</b>	<b>54</b>	<b>50</b>	<b>35.5</b>	<b>405.5</b>

Si hacemos un análisis de Pareto, podemos afirmar de que de toda estas causas solo 5 de ellas(21.7%), han causado el 86% de todas las Horas paradas.



## 12.- Aceros de perforación

### 12.1.-Rendimiento y costos de aceros

#### VARILLAJE ACTUAL COLUMNA T-38

EQUIPO	ACCESORIO	COSTO UNIT, (\$)	RENDIMIENTO (MTS)
QUASAR	BROCA RETRACTIL T-38 2 1/2"	95	630
	BARRA MF T-38 4'	140	2400
	SHANK COP 1238 T-38	140	3100
	COPA AFILADO N° 10	65	600 BOT. AFILADOS
	COPA AFILADO N° 11	75	600 BOT. AFILADOS
	COPÀ AFILADO N° 12	60	600 BOT. AFILADOS
	ADAPTADOR PILTO 2 1/2"	135	2400
	BROCA ESCAREADORA 3"	120	2400

#### VARILLAJE ANTERIOR COLUMNA T-38

EQUIPO	ACCESORIO	COSTO UNIT, (\$)	RENDIMIENTO (MTS)
QUASAR	BROCA RETRACTIL T-38 2 1/2"	90	600
	BARRA MF T-38 4'	125	2300
	SHANK COP 1238 T-38	130	2400
	COPA AFILADO N° 10	60	600 BOT. AFILADOS
	COPA AFILADO N° 11	70	600 BOT. AFILADOS
	COPÀ AFILADO N° 12	55	600 BOT. AFILADOS
	ADAPTADOR PILTO	120	2200
	BROCA ESCAREADORA	115	2200

#### VARILLAJE ACTUAL COLUMNA R-32

EQUIPO	ACCESORIO	COSTO UNIT, (\$)	RENDIMIENTO (MTS)
MINI RAPTOR	BROCA RETRACTIL R-32 2"	75	450
	BARRA MF R-32 3'	95	1500
	SHANK COP 1032 R-32	150	2050
	COPA AFILADO N° 09	60	600 BOT. AFILADOS
	COPA AFILADO N° 10	65	600 BOT. AFILADOS

#### VARILLAJE ANTERIOR COLUMNA R-32

EQUIPO	ACCESORIO	COSTO UNIT, (\$)	RENDIMIENTO (MTS)
MINI RAPTOR	BROCA RETRACTIL R-32 2"	118.34	350
	BARRA MF R-32 3'	118	1800
	SHANK COP 1032 R-32	200	2500
	COPA AFILADO N° 09	75	600 BOT. AFILADOS
	COPA AFILADO N° 10	60	600 BOT. AFILADOS

### 13.- Perforación con Mini Raptor

El nivel de perforación debe tener la sección de acuerdo al equipo a utilizar y piso limpio para lograr un buen posicionamiento.

El posicionamiento del equipo es determinante para lograr la menor desviación y por consecuencia el control de la dilución.

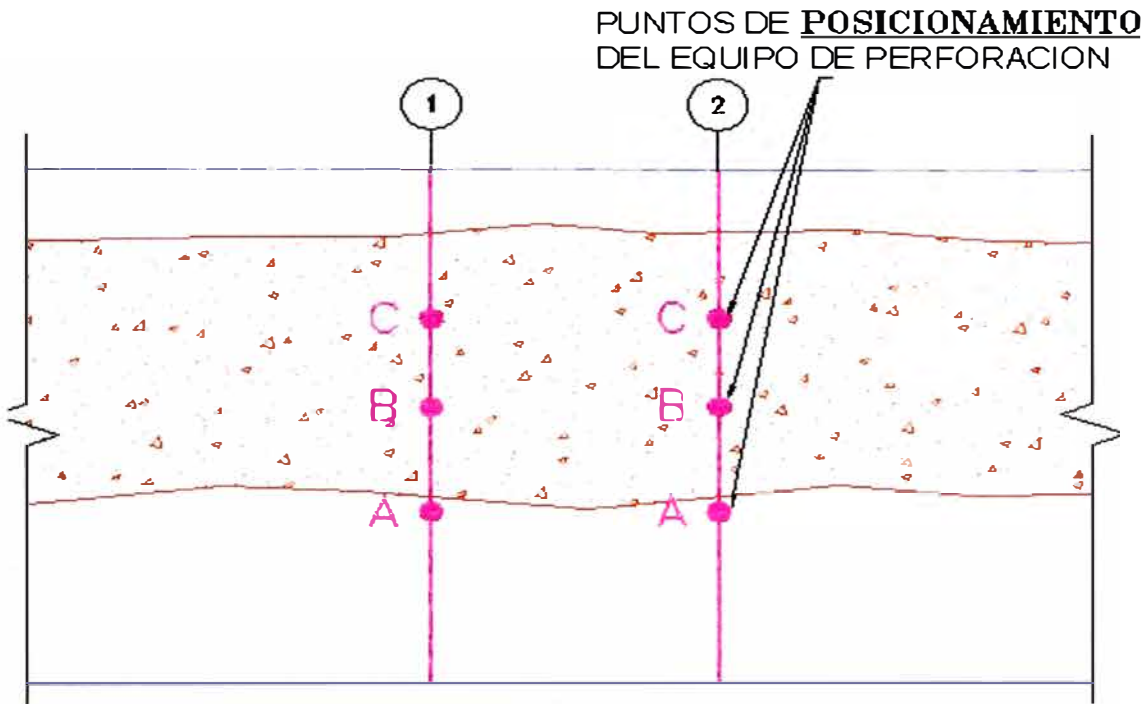


Fig.6 Ptos. Topográficos Ubicados en el techo de la labor

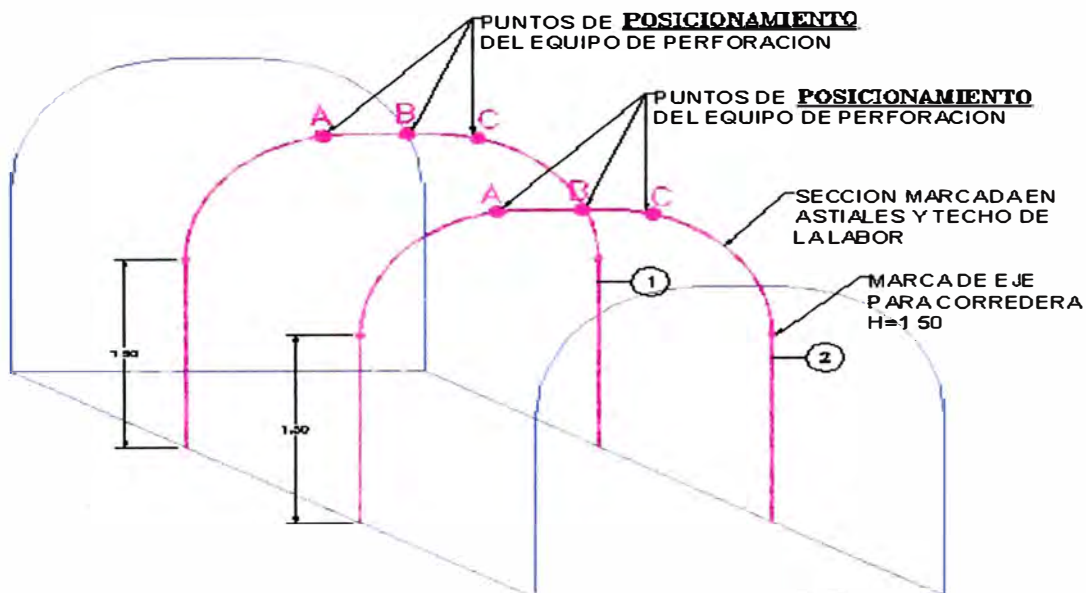


Fig.7 Secc Transversales marcados en las paredes de la labor y la cota para el eje de la corredera.

Es importante cuantificar la desviación de los taladros perforados, para ello se debe llevar un control por operador, equipo, tajo.

Si se observa que es difícil que el taladro se conserve luego de la perforación por las condiciones de la roca, se coloca tubos de PVC de 2"  $\Phi$  taponeándolas adecuadamente luego de la perforación.

En la perforación, R32 de 51mm de 9 botones, barra R32 de 3pies y 1 1/2" de Diámetro, a veces se pone tubo de 2" por 3pies en los taladros positivos. De hecho en los negativos se pone los tubos con la ayuda de rimadora de 3 1/2". el cual tiene un adaptador de T38 a R32.

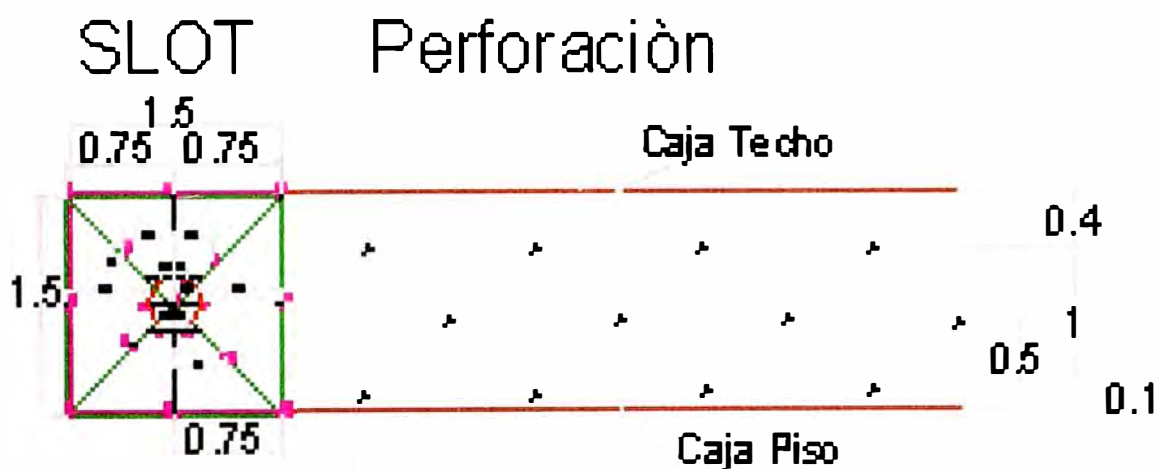


Fig.8 Malla de Perforación

### 13.1.- Estándares de perforación

CONDICIONES A CONSIDERAR EN EL DISEÑO DE LOS EQUIPOS									
EQUIPOS	SECCION TRABAJO	LONG. OPTIMA PERF.	LONG. VIGA	ALT. EJE ROTAC.	COP	BARRAS	Barras/tal	BROCAS	MALLA
Boomer Quasar Simba Raptor	3.5m x 3.5m	16m	2.9m	1.7m	1238	T-38 de 4'	13	2 1/2" Retractil	1.5m x 1.5m
Raptor Junior	3.0m x 3.0m	15m	2.67m	1.5m	1238	T-38 de 4'	12	2 1/2" Retractil	1.2m x 1.2m 1.2m x 0.8m
Mini raptor 2 Mini raptor 1	2.5m x 2.5m	12m	2.58m	1.3m	1032	R-32 de 3'	13	2" Retractil	0.6m x 1m

**Nota**

El Miniraptor 2 y Raptor Junior se puede adaptar para T-38, pero con barra de 3pies y broca de 64mm.

EQUIPO	PROMEDIO MENSUAL POR AÑO			PRORAMADO
	2004	2005	2006	2007
<b>QUASAR</b>	3958	3325	<b>4200</b>	4000
<b>BOOMER</b>	4731	4424	<b>4109</b>	4000
<b>SIMBA 1</b>	4767	3495	<b>3654</b>	3500
<b>SIMBA 2</b>	5014	3301	<b>2291</b>	3000
<b>RAPTOR JUNIOR</b>	2084	2445	<b>1625</b>	2500
<b>RAPTOR MINI 2</b>		1519	<b>1554</b>	2500
<b>MINI RAPTOR 1</b>		1745	<b>1378</b>	2500

#### RATIO PEFORACION

	ESTADISTICO	PROGRA. 2007
SLV vetas de 1.5 mt a 2.5 mt	3.2	<b>3</b>
SLC de 2.5 mt a mas	4.3	<b>4</b>
CR CM vetas mayores 2.5 mt a mas	4.2	<b>4</b>

## ESTUDIO DE TIEMPOS DE OPERADORES DE JUMBOS

ITEM	Hora inicio	Hora Final
Charla y reparto de guardia	07:10	07:35
Traslado a labor	07:35	08:05
Mpi (Desate, orden y limpieza, check list)	08:05	08:30
Posicionamiento de equipo	08:30	08:40
Perforacion	08:40	10:45
Traslado a comedor	10:45	11:00
Almuerzo	11:00	12:00
Traslado a labor	12:00	12:15
Perforacion	12:15	15:00
Mpf (lavado de equipo, reporte)	15:00	15:10

TOTAL

### RESUMEN

ITEM	Horas
Charla y reparto de guardia	00:25
Traslado (a labor y comedor)	01:00
Mpi y Mpf	00:35
Almuerzo	01:00
Posicionamiento de equipo	00:10
<b>Perforacion</b>	<b>04:50</b>
TOTAL	08:00

## EFICIENCIAS EN PERFORACION

Perforación		
Equipo	Mini raptor 1	
Malla	B X E	0.6m x 1m
Ratio de perf.(Tn/m )	2.8	
Tn/Seccion, promedio	130	
Lon. Prom. de tal.(m)	11.5 por incli. 70°	
Metros perf./sección	46.43 pos. mas neg.	
Num. Barras por taladro	13 Barras de 3 pies	
Horas efectivas por/gda	5	
Guardias /gda	3	
Dias programados/mes	25	
Disp. Mecanica(%)	91.50%	
Utilización(%)	71.20%	
Operador – ayudante	Positivo	Negativo
V. de penetración(m/hr)	30.8	20.5
V. de perforación(m/hr)	20.2	15.8
m/tarea	50.5	39.5
Eficiencia de Perforación(m/gda)	100	80
Perforación/dia(m)	300	240
Perforación/mes(m)	7,500	6,000
Mineral perforado/mes(tn)	21,000	16,800
Tal/hr	1.76	
Tiempo de perf. Barra	1min45seg	
Tiempo de perf.	2min40seg	
Operador - sin ayudante	Positivo	Negativo
V. de penetración(m/hr)	30.8	20.5
V. de perforación(m/hr)	13.5	9.5
m/tarea	67.5	47.5
Eficiencia de Perforación(m/gda)	70	50
Perforación/dia(m)	210	150
Perforación/mes(m)	5,250	3,750
Mineral perforado/mes(tn)	14,700	10,500
Tal/hr	1.17	
Tiempo de perf. Barra	1min45seg	
Tiempo de perf.	3min55seg	

### Observaciones

El espaciamiento varía según el ancho de minado y buzamiento de la veta y según el ancho mínimo se debe de estimar 2 taladros como mínimo.

El burden según langerford.

### 13.2.- Costo de perforacion

PERFORACION	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
METROS/HORA	13.5	M		
HORAS/GDIA	5	horas		
GDIA/DIA	3	Unid		
DIAS/MES	25	dias		
MALLA PERFO	0.6	M2		
No taladros	152	Unid		
Metros perfora	1748	M		
horas de perf	129	hrs	26.73	3,461
Días de perf	8 63	dias		
Días de perf		dias		
<b>Subtotal</b>			<b>US\$/ml</b>	<b>2.0</b>
<b>Subtotal</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>0.81</b>
Mano de Obra	3.59	\$/hr	465.356	0.11
<b>Costo /tonelada</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>0.92</b>

ACCESORIOS	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank Adapter R32	2050	M	150	0.07
Barra 3 pies R32	1500	M	95	0.06
Broca 51 mm Retractil	450	M	75	0.17
Subtotal			<b>US\$/ml</b>	<b>0.30</b>
<b>Costo /tonelada</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>0.12</b>

<b>Costo de Perforación</b>	<b>US\$/Tm</b>	<b>1.05</b>
-----------------------------	----------------	-------------





## 15.- Carguio y voladura

La secuencia de la voladura debe realizarse en retirada partiendo de un extremo en rebanadas verticales en todos los niveles de perforación, esto da estabilidad al área de trabajo.

Debe utilizarse la hoja de carga autorizada por el Jefe de Sección, el disparador debe registrar la cantidad del explosivo utilizado y resultados del disparo.

El factor de potencia promedio actualmente esta en 0.8 Kg/TMS, se continua trabajando para mejorarlo.

### 15.1.- Voladura Primaria

#### 15.1.1.- Voladura de slot(cara libre)

<b>Cálculo de Factor de Carga para el Slot</b>			
<b>Datos</b>	<b>Unidades</b>		
P.E. (mineral)	kg/m <sup>3</sup>		2,80
Espaciamiento	m		1,50
Burden	m		1,50
Ancho de Minado	m		1,50
Area de Minado	m <sup>2</sup>		2,25
Long. Taladro	m		11,50
Inclinación Taladro	°		75
Díámetro del Taladro	mm		51
N° de Taladros	unidad		11
Densidad Explosivo	kg/m <sup>3</sup>		950
Taco inferior	m		1
<b>Cálculos</b>	<b>Unidades</b>		
<b>Altura de Rotura</b>	<b>m</b>		<b>11,91</b>
<b>Volumen</b>	<b>m<sup>3</sup></b>		<b>26,8</b>
<b>Tonelaje</b>	<b>Ton</b>		<b>75</b>
Área de Taladro	m <sup>2</sup>		0,00204
Volumen Taladro	m <sup>3</sup>		0,02349
<b>Densidad de Carga - Carga Lineal</b>	<b>kg/m</b>		<b>1,94</b>
Longitud de Carga de taladros			
Numeros	%long. Carga	Tal	Carga(kg)
1,3 y 5	80%	3	53,59
7,9,10 y 11	70%	4	62,53
12	60%	4	53,59
<b>Carga Explosiva</b>	<b>kg</b>		<b>170</b>
<b>Factor de Carga</b>	<b>kg/Ton</b>		<b>2,26</b>
	<b>kg/m<sup>3</sup></b>		<b>6,34</b>

## Explosivos:

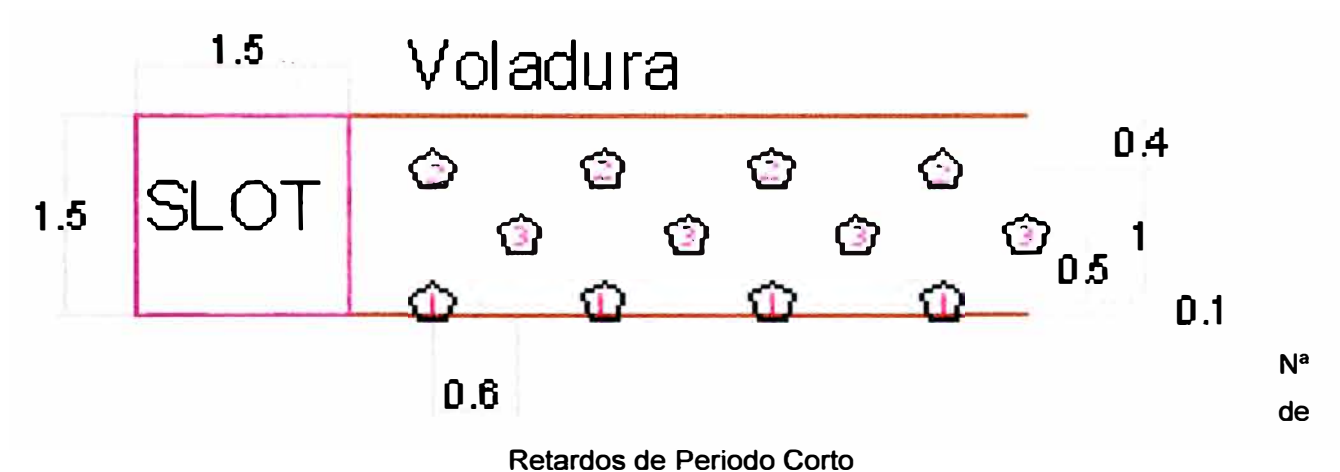
- 1.- Un cebo emulsión de 1 ½”\*8”, por taladro a veces 2 cebos, caja de 96 cartuchos
- 2.- A veces se usa emulsion de 7/8”\*7” si el taladro esta muy difícil.
- 3.- Faneles usados es 17m ò 6.5m según la longitud el taladro, uso de periodo corto, de intervalos de 25ms y 50ms(números del 1 al 20)
- 4.- Guías ensambladas(carmex), de 9pies para primario de 250pz y 7pies para secundario. De 300pz
- 5.- Anfo a granel en sacos de 25Kg, densidad es 950kg/m<sup>3</sup> confinado.
- 6.- Cordón detonante 3P.caja de 1500mts.
- 7.- Mecha rápida de 28seg/m de 6.5gr/m.

### 15.1.2.- Voladura de taladros de producción

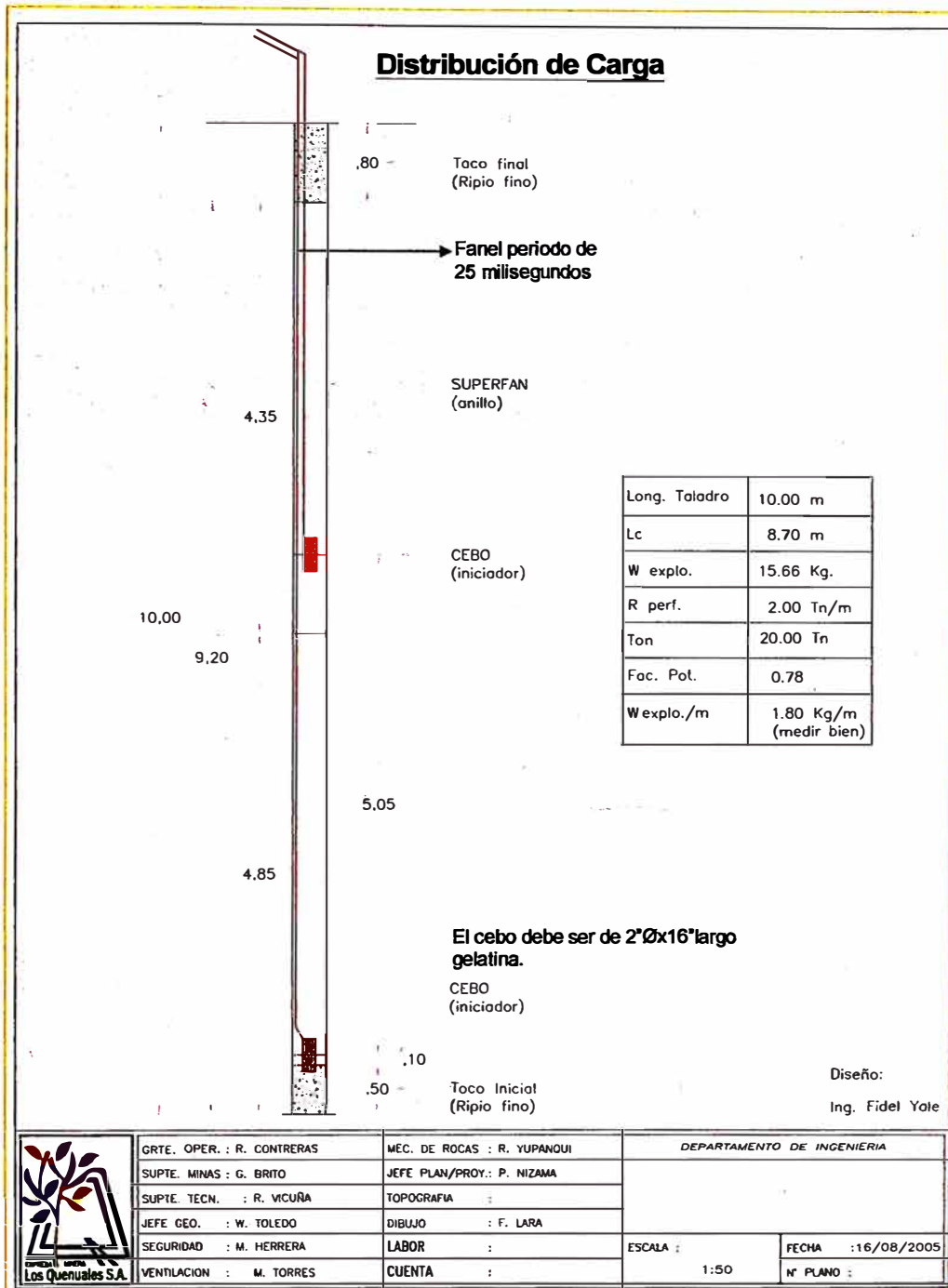
<b>Cálculo de Factor de Carga Filas</b>		
<b>Datos</b>	<b>Unidades</b>	<b>1 disparo</b>
P.E. (mineral)	kg/m <sup>3</sup>	2,80
Espaciamiento	m	1,00
Burden	m	0,60
Ancho de Minado	m	1,50
Area de Minado	m <sup>2</sup>	3,60
Long. Taladro	m	10,00
% de Long. Carga	%	87%
Inclinación Taladro	°	75
Díámetro del Taladro	mm	51
N° de Taladros	unidad	5
Densidad Explosivo	kg/m <sup>3</sup>	950
Taco inferior	m	1
<b>Cálculos</b>	<b>Unidades</b>	
<b>Altura de Rotura</b>	<b>m</b>	<b>10,35</b>
<b>Volumen</b>	<b>m<sup>3</sup></b>	<b>37,3</b>
<b>Tonelaje</b>	<b>Ton</b>	<b>104</b>
Área de Taladro	m <sup>2</sup>	0,00204
Volumen Taladro	m <sup>3</sup>	0,02043
<b>Longitud de Carga</b>	<b>m</b>	<b>8,70</b>
<b>Densidad de Carga - Carga Lineal</b>	<b>kg/m</b>	<b>1,94</b>
<b>Carga Explosiva</b>	<b>kg</b>	<b>84</b>
<b>Densidad de Carga/Taladro</b>	<b>kg/taladro</b>	<b>16,89</b>
<b>Factor de Carga</b>	<b>kg/Ton</b>	<b>0,81</b>
	<b>kg/m<sup>3</sup></b>	<b>2,27</b>

El factor de carga varia de 0.4-0.8Kg/Tn, esto es factible  
 Desde ancho de veta varían de 1 – 2.2m cuando mas es  
 El ancho el factor se reduce.

Malla ancho de minado 1.5m



### 15.1.3.- Columna de Carga en taladro



## 15.2.- Costo de voladura

<b>VOLADURA</b>	<b>Rend</b>	<b>Cant.</b>	<b>Tarifa \$/.</b>	<b>Sub Total</b>
Emulnor de 1 1/2x8		152	0.36	54.72
Anfo Superfam (Kg/m)	1.94	3391.1	0.44	1492.09
Fanel de 17 mts		152	0.5	76.0
Carmex 9 pies		66	0.6	39.6
Pentacord 3P		330.0	0.5	165.0
Sub-total 1				1827.4
Voladura Secundaria		6%		109.64
Mano de Obra (Cargador+Ayudante)		60	3.19	191.4
				2128.5
<b>Subtotal</b>				<b>0.50</b>
<b>Costo /tonelada</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>0.50</b>

## **16.- Limpieza de mineral**

Debe hacerse observando la seguridad:

La secuencia de minado debe hacerse de un extremo para realizar la limpieza en retirada. Ver apéndice 24.3 y 24.4

El operador debe trabajar bajo un puente que permita un buen manipuleo del control remoto.

Utilizar un equipo a control remoto

Las ventanas que no se trabajan deben estar cerradas, solo pueden ingresar personal autorizado. debiendo colocarse letreros.

### **16.1- Sistema de control remoto para scooptram (MUCKMASTER) uso de TELEMANDO**

Las técnicas de minería dependen en gran parte de sistemas de radio Control remoto.

Scooptram operados por radio control remoto proveen un medio seguro y productivo para mover gran cantidad de mineral. El sistema completo de radio control remoto tiene una unidad de control y una unidad de vehículo.

Características programables

El operador es forzado a seguir los procedimientos cuando opera el Scooptram a través del radio remoto. El scooptram se apagará si los pasos correctos programados no son seguidos estrictamente. Los scooptram operados por intermedio de la tecnología MUCKMASTER forzan al operador usar procedimientos seguros de operación.

#### **COMPONENTES DEL SISTEMA**

Este sistema consiste en cuatro bloques básicos.

- 1.- Unidad de Vehículo
- 2.- Unidad de Control
- 3.- Interfase Hidráulica
- 4.- Interfase eléctrica

#### **1. Unidad de Vehículo**

La unidad de vehículo consta de:

- un microprocesador
- un radio de 900Mhz
- una caja protectora
- conjunto de luces de diagnóstico(LED)
- Base de montaje
- Antena de látigo de 900Mhz
- Un tablero conductor

- Un cableado para la unidad maestra con conector de diez pines
- Un cableado para la unidad maestra con conector de diecinueve pines
- Conector(es) con luces indicadores(LED)
- Caja protectora
- Fabricada en poliéster
- Sello de neopreno embebido en una ranura en la tapa resistente al aceite. Provee excelente protección contra el polvo el aceite y la humedad
- Resistente a la corrosión
- Resistente a la combustión según la norma VO
- Base de transporte de aluminio
- Cumple con la norma DIN 40050

## **2.- Unidad de Control**

La unidad de control consta de:

- Un microcontrolador
- Dos palancas
- Un radio de 900Mhz
- Una tarjeta auxiliar
- Un tablero para la antena
- Cuatro switches(On/Off)
- Tres switches de aplicación momentánea (on)
- Un switches de hongo
- Una caja protectora
- Una base de transporte

Caja protectora

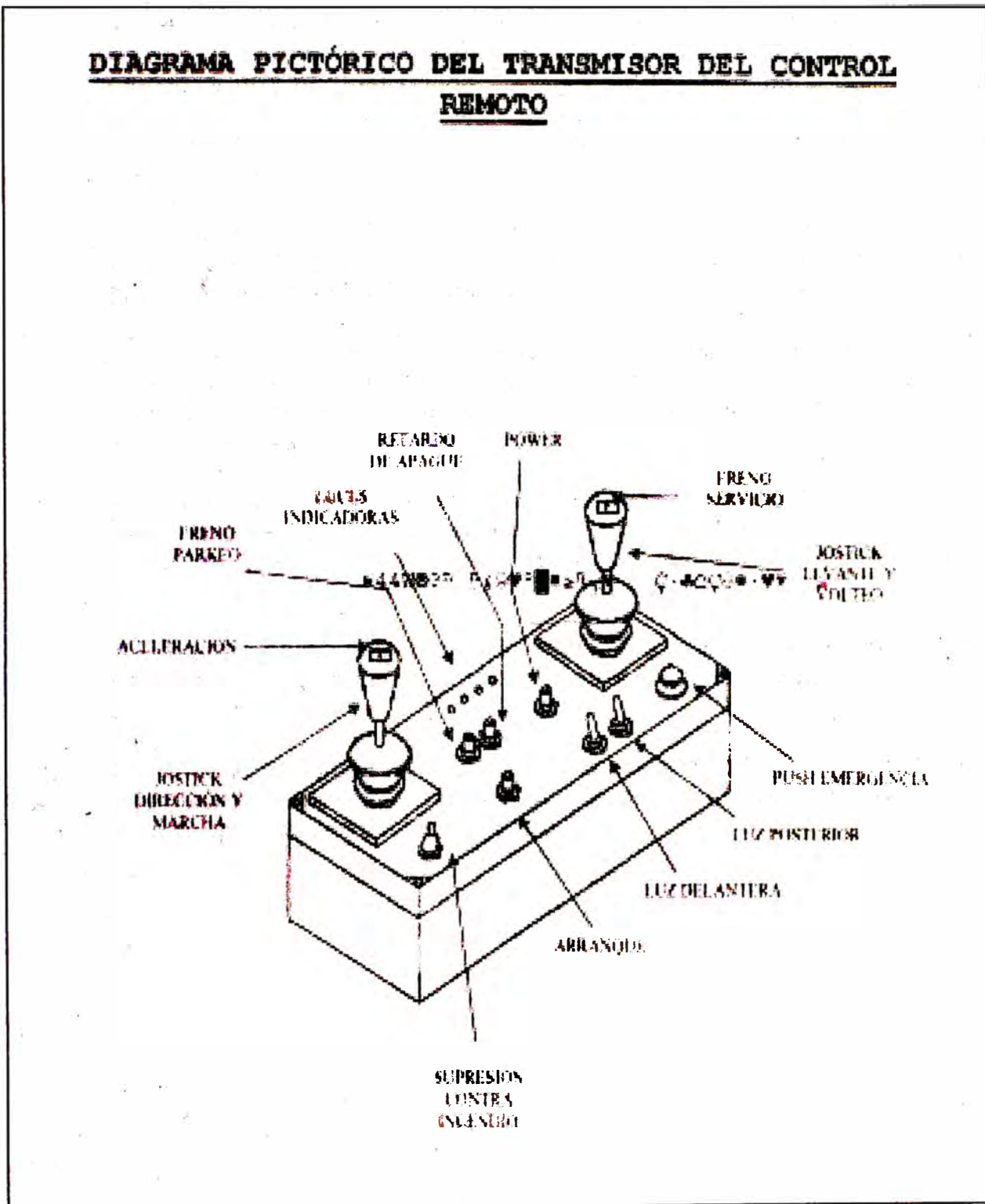
- Fabricada de aluminio
- Sello inyectado en la ranura de la tapa para una mejor adherencia a la tapa y mejor hermetismo
- Resistencia al impacto alta
- Resistencia a la corrosión
- Resistente a un amplio rango de temperatura
- Dimensiones 8x8 3/4x3 1/4 pulgadas (127 x 223 x 83 mm)
- Base de montaje con amortiguadores
- Cumple las especificaciones de la norma ISO 9001

## **3.- Interface Hidráulica**

- Múltiple(s) Hidráulico(s)
- Válvula(s) On / Off
- Válvula(s) proporcionales(es)
- Cilindro(s) esclavo(s)

## TABLERO DE CONTROL REMOTO (TELEMANDO)

Uso de batería una lampara minera con 4 Voltios





## **16.2.- Uso de equipo de scooptram con telemando**

**Pasos para la limpieza de mineral de tajeos con taladros largos en vetas**

Considerando: Que el campo visual del operador para ejecutar la limpieza a control remoto es de **20 mts.** Este del punto de vista visual para el operador. En línea directa entre el operador y la cuchara del equipo, y que el lugar donde se ubica el operador debe ser un lugar seguro. Debe procederse bajo las siguientes normas, por lo general de tras mínimo 5m, el mando tiene contacto 20m en curvas y en rectas 100m:

1.- La limpieza debe hacerse: por la ventana y/o por la galería, en ambos casos teniendo como protección al techo la roca in situ .para ello debe planificarse la explotación en retirada a partir de un extremo.

2.- En el caso que por alguna razón no pueda trabajarse en retirada deberá dejarse un puente sobre la intersección entre la ventana y la galería, dimensiones del puente debe ser como mínimo 3 mts. De altura y 7 mts de largo.

3.- En el caso que en la intersección entre la galería y la ventana no exista puente la limpieza se hará solo del mineral que salga hacia las ventanas, el mineral que queda dentro del tajo se recuperara haciendo nuevas ventanas cuando acabe la explotación.

4.- Cuando no se esta haciendo limpieza a la entrada de las ventanas debe colocarse guardas y letreros para que no ingrese personal no autorizado.

5.- Cuando el equipo se encuentre limpiando en el tajo debe hacerse la coordinación respectiva para evitar que de los niveles superiores caiga bancos que pueden accidentar al equipo.

### 16.3.- Procedimiento de trabajo

PETS para uso de equipo de scooptram con telemando en tajeos

<b>PETS – PROCEDIMIENTO ESCRITO PARA EL TRABAJO SEGURO</b>	MINERA LOS QUENUALES S.A. UNIDAD YAULIYACU	FECHA: DICIEMBRE 2005
--	---	-----------------------

Descripción de la tarea: LIMPIEZA CON SCOOP UTILIZANDO TELEMANDO EN TAJEOS

Item	Pasos Críticos	Riesgos	Medidas de Seguridad	OBS-TRAB		Comentarios
				SI	NO	
1	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Verificar el correcto funcionamiento del equipo parte eléctrica y mecánica.</li> <li>▪ Verificar el funcionamiento el telemando</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Intoxicación por acumulación de gases.</li> <li>▪ Accidentes por desperfectos mecánicos</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Realizar el mantenimiento preventivo rellenando el formato TPM.</li> <li>▪ Reportar los desperfectos inmediatamente.</li> </ul>			<b>EPP:</b> mameluco con cintas reflectoras, protector de cabeza (casco), ropa de jebe, respirador contra polvo, guantes de cuero o jebe, correa porta lámpara, botas con punta de acero, tapones de oídos, lentes.  <ul style="list-style-type: none"> <li>▪ El personal debe ser calificado y entrenado.</li> </ul> <b>EQUIPO:</b> SCOOP DIESEL
2	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Verificar el estado del tajeo (ventilación, regado, desatado y la presencia de tiros cortados).</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Lesión o daño por contacto con tiros cortados.</li> <li>▪ Lesión o daño por caída de rocas.</li> <li>▪ Intoxicación por acumulación de gases.</li> <li>▪ Contraer enfermedades profesionales.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Seguir los Procedimientos de eliminación de tiros cortados.</li> <li>▪ Seguir procedimientos de desatado de rocas</li> <li>▪ Utilizar fósforos para chequear la ventilación.</li> <li>▪ Utilizar respirador contra polvo.</li> </ul>			
3	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Verificar el sostenimiento, altura de la labor, límite y estado de las vías, iluminación de la labor antes de entrar con el equipo.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Lesión por caída de rocas.</li> <li>▪ Lesión por caída de personal</li> <li>▪ Desgaste prematuro de llantas</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Poner sostenimiento en caso requiera</li> <li>▪ Realizar el orden y limpieza</li> </ul>			

4	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Iniciar la limpieza acumulando la carga y el operador debe conocer las señales que se hará con la lámpara a batería.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Desgaste prematuro de llantas.</li> <li>▪ Corte de las llantas por rocas filudas.</li> <li>▪ Atropellamiento de personal.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Acumular la carga expandida por el disparo.</li> <li>▪ Señales con la lámpara a batería. <ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Parar Movimiento horizontal.</li> <li>▪ Avanzar hacia la señal Movimiento circular.</li> <li>▪ Alejarse de la señal Movimiento vertical.</li> <li>▪ Reducir la velocidad Tapar y destapar la luz.</li> </ul> </li> <li>▪ Bloquear el acceso al tajo con letreros preventivos.</li> </ul>			<b>HERRAMIENTA</b> <b>S:</b> Llave francesa 12", alicate.	
5	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Limpieza del mineral ubicándose en un lugar visible y siempre detrás del scoop.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Caída de Rocas</li> <li>▪ Daño al telemando.</li> <li>▪ Atropellamiento al operador.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Informar las fallas que se presenta.</li> <li>▪ Estacionar el equipo con el lampón al piso.</li> <li>▪ Usar el telemando para sacar el mineral del tajo vacío, ubicado en un lugar seguro.</li> <li>▪ Subir nuevamente al equipo para continuar con la limpieza.</li> <li>▪ Realizar el mantenimiento preventivo rellenando el formato TPM.</li> </ul>				
6	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Al finalizar la limpieza de la labor, dejar limpio el equipo e informar al supervisor el estado en que se encuentra.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Deterioro de equipo.</li> <li>▪ Fallas en el sistema de parqueo.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Informar las fallas que se presenta.</li> <li>▪ Estacionar el equipo con el lampón al piso.</li> <li>▪ Realizar el mantenimiento preventivo rellenando el formato TPM</li> </ul>				

## 17.- Controles

### 1.- Control de la dilución

La dilución calculada de acuerdo al método de explotación

#### FACTORES POR METODO

METODO	2005 DILUCIÓN (Mt)	2006 DILUCIÓN (Mt)	RECUPERACIÓN 2005 - 2006
CR-V ; CR-Realce Vetas convencional	—	0.30	85.00
CR-C ; CR-Realce Cuerpos Mecanizado	0.40	0.50	85.00
CRVM; CR- Vetas Mecanizado	0.40	0.30	85.00
CRVB; CR- Breasting	0.30	0.30	85.00
SUBL; Sub Level Stopping Cuerpos	1.00	1.20	90.00
SLVA; Sub Level Stopping vetas	—	1.00	90.00
SHR; Shrinkage	0.30	0.30	85.00
OPTS; Open Stope	0.20	0.10	90.00

Se considera una recuperación 95% de tonelaje de mineral minado en cada bloque

2.- Control de la desviación, máximo 2%

3.- control de metros/gda. Según el estándar descrito, 70m/gda.

4.- mantener el ratio de perforación 2.8t/m

5.- Control de aceros, 0.5\$/m

6.- Control de consumo de explosivos, 0.5kg/tm, y la voladura secundaria que es de 6%,

ALGUNOS INDICADORES ACTUALES		
RATIOS PERFORACION	TMS/m-perf	2.5
DESVICION TALADRO	%	5
CAPAC.PERF.EQUIPO	m-perf/mes	2,500
FACTOR DE POTENCIA	Kg/TMS	0.8
VOLADURA SECUNDARIA	%	6
DILUCION	%	25

## 17.1.- Análisis de dilución

### ALTERNATIVAS PARA CONTROLAR LA DILUCIÓN DE TALADROS LARGOS

#### 1.- Muestreo de taladros entre el límite del diseminado y las cajas.

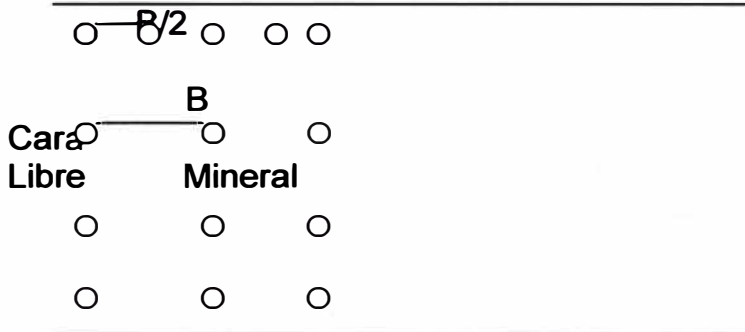
El muestreo debe realizarse por cada barra, debe realizar el operador de Jumbo con la asesoría del departamento de geología.

Las bolsas para la recolección de los detritus debe ser proporcionado por el departamento de geología.

Los resultados de la muestra de los detritus debe de proporcionarse al Jefe de Sección, Asistente y al Jefe de Perforación y Voladura.

#### 2.- El Burden de los taladros entre el límite del diseminado y las cajas debe ser igual a B/2 de los otros taladros.

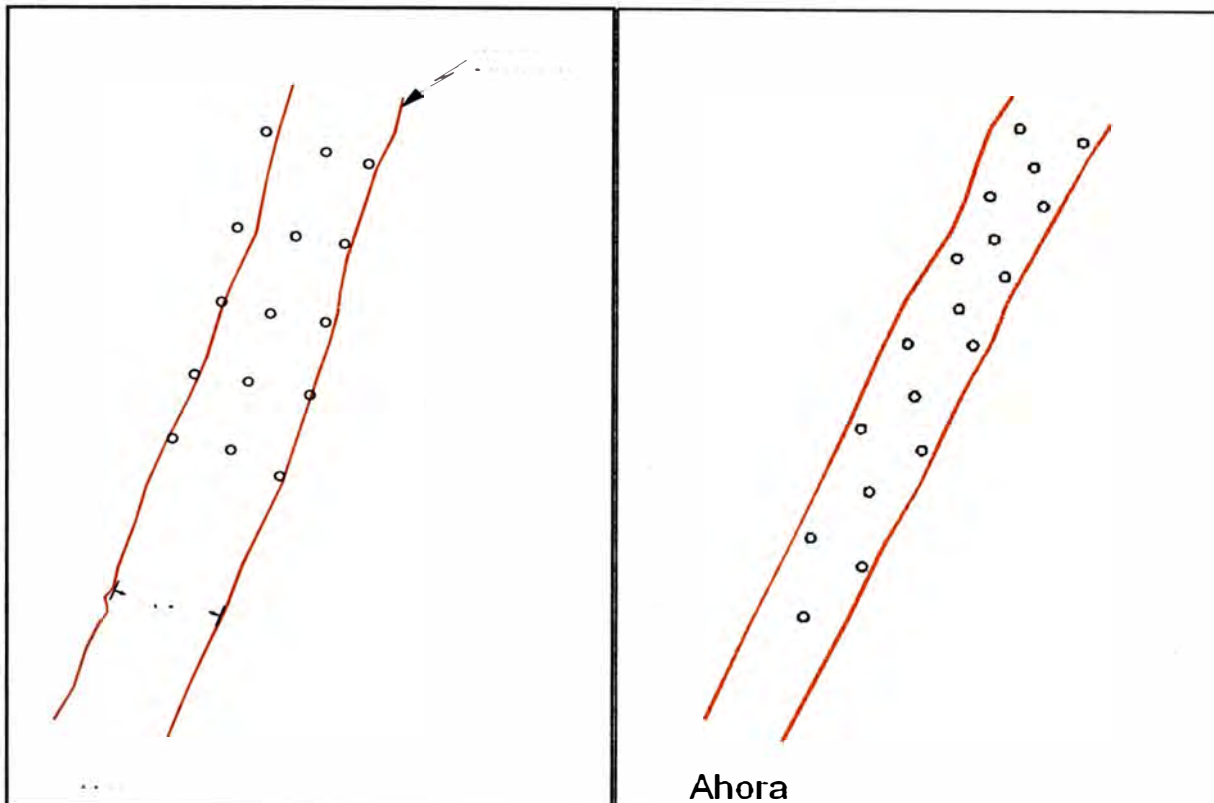
Desmante



DILUCION SLV		
	2,005	2,006
ENE		35
FEB	35	30
MAR	43	30
ABR		27
MAY	57	20
JUN	31	20
JUL	21	18
AGO	35	19
SET	25	18
OCT	37	21
NOV	38	
DIC	18	
<b>PROMEDIO</b>	<b>33.93</b>	<b>23.65</b>

## Análisis de la dilución de taladros largos en vetas.

En la unidad de Yauliyacu se ha podido observar una fuerte dilución en la rotura de mineral en el método de minado de taladros largos en vetas, en el campo se pudo observar que la malla realizada en las labores no era la adecuada ya que generalmente un taladro en cada fila quedaba fuera de los contactos económicos de la veta como se puede ver en el grafico.



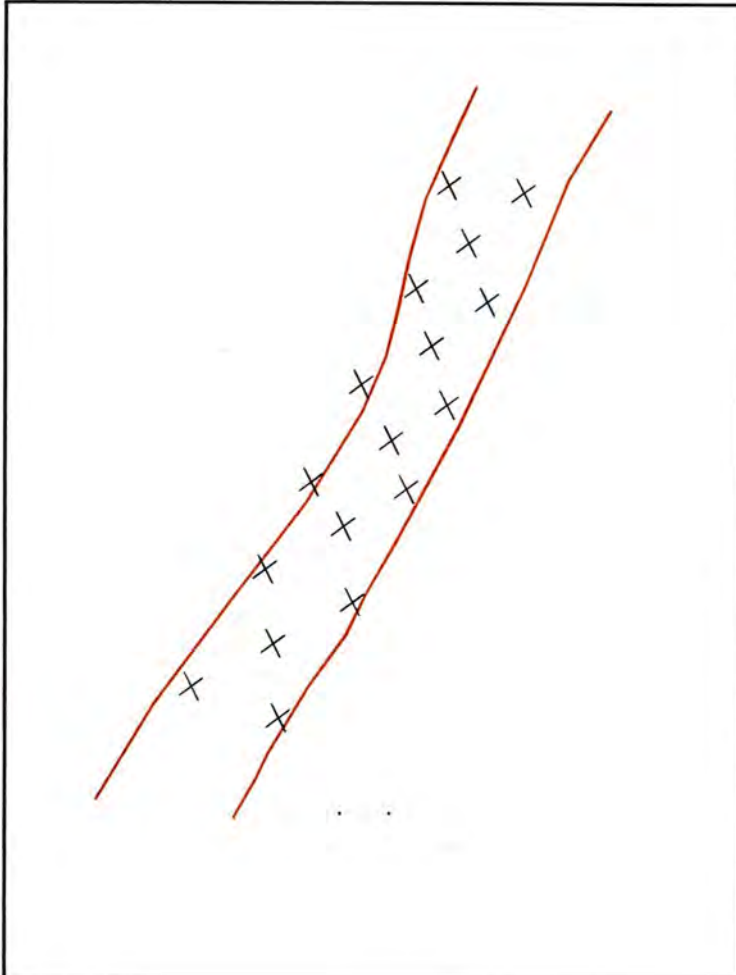
Esto generaba una fuerte dilución hacia las cajas, lo cual ya ha sido corregido utilizando una malla diferente, la cual tiene una secuencia de taladro 2-1,2-1,2-1.... La cual genera una menor dilución al no romper caja estéril y tener anchos menores en la rotura vertical lo cual ayuda a la estabilidad durante el tiempo de limpieza de los diferentes niveles.

Sería recomendable generar un levantamiento tridimensional de los tajos, para poder realizar un análisis real de la dilución y recuperación por este método de minado y poder establecer índices reales para el análisis de reservas.

Lo que se ha observado en las últimas roturas es que esta quedando mineral en la parte baja de la rotura vertical, donde debemos de analizar y corregir los problemas que están generando esta pérdida de mineral.

En la visita de campo, se puede observar una menor dilución en los tajos con la utilización de la nueva malla. Pero falta mejorar el sistema de marcado de esta

ma, ya que al momento de ser planteada en el campo, se puede apreciar que aun algunos taladros quedan fuera de los contornos mineralizados debido a que el diseño de la malla se realiza en la oficina con las secciones definidas por geología. Se recomienda que la malla sea realizada en el campo y luego levantada por topografía para recién definir la dirección y ángulo de los taladros.



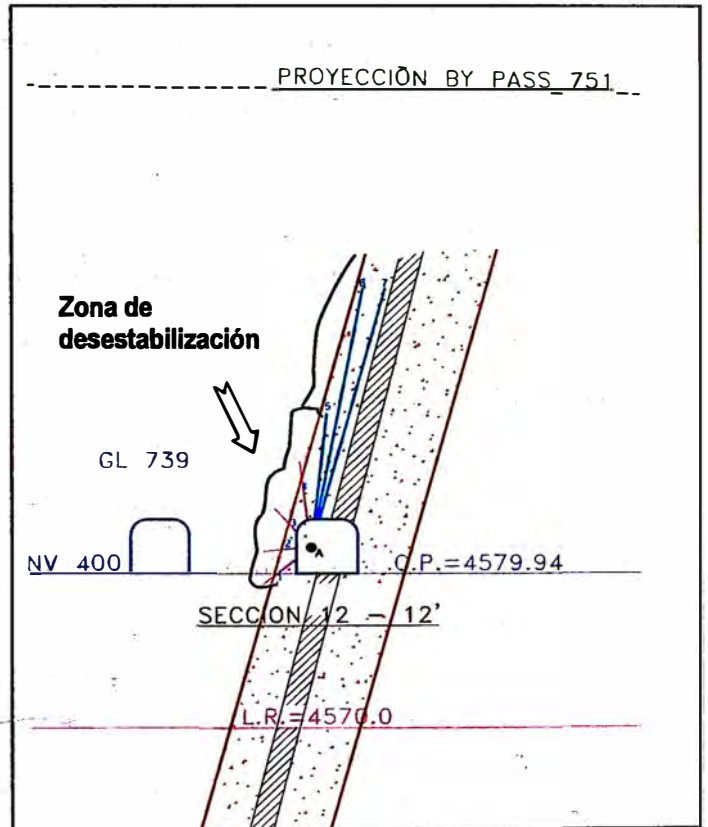
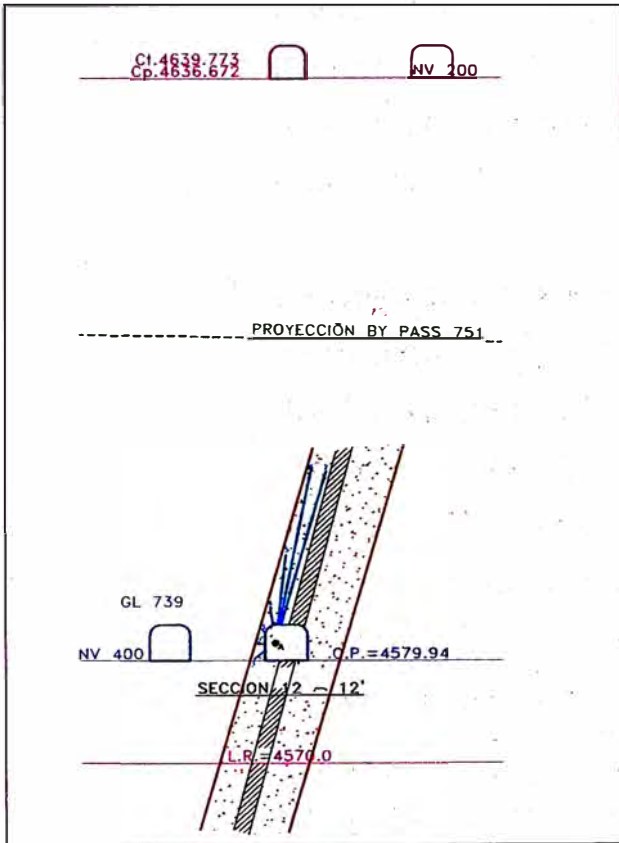
Luego de ser perforada la malla debemos de levantar los taladros para evaluar la dirección y profundidad principalmente de los taladros de las cajas para corregir o eliminar si fuera necesario los taladros desviados o mal perforados.

#### Análisis de la dilución de taladros largos en cuerpos

En cuanto respecta a la dilución en cuerpos, lo que se ha podido observar en el campo es que la malla no se perfora de acuerdo al diseño entregado por el departamento de ingeniería, notándose que los taladros del abanico hacia la caja techo en el tajo 739 del nivel 400, tienen mayor longitud del programado (0.90 metros) llegando a tener una perforación real de 2.10 – 2.30 metros, (Como se puede ver en la sección).

Esta mala perforación al momento del disparo genera mayor dilución e inestabilidad de la caja techo, debido a que se pierde el piso de estos pseudoestratos ocasionando el descaje de la zona.

Por lo cual se recomienda realizar un levantamiento de los taladros de la caja luego de terminar la perforación y en lo posible medir la longitud de ellos y proceder a tapar o bloquearlos, para que al momento del carguio no sean utilizados.





## 17.2.- Análisis y medición de desviaciones

### 17.2.1.- Concepto y clases de desviación (Ref. Bibliográfica R.1)

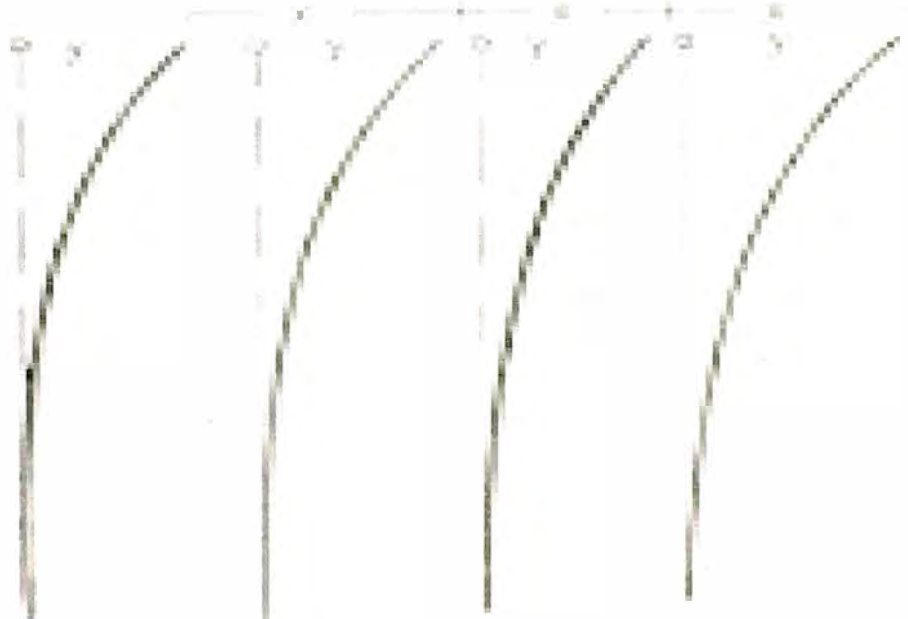
#### CONCEPTO DE DESVIACION

Este determinado por la diferencia de la longitud del punto de llegada entre lo programado y la posición real del taladro, Esta diferencia puede ser expresarse como una longitud o mayormente como un porcentaje con respecto a la profundidad total del taladro.

**La Desviación Absoluta.** “Y” significa la diferencia que existe entre la posición del taladro proyectado y su posición real.

**La Desviación Relativa.** “X” es la posición real del taladro con respecto a otro. La desviación relativa implica que todos los taladros son igualmente influenciados por la misma condición de roca o el equipo lo cual puede ser llamado como influencia sistemática.

**La Desviación estándar** es aplicada cuando varios taladros presentan cuantitativamente un similar porcentaje, Bajo parecidas condiciones de trabajo, La Desviación Standard es la base para obtener el Burden práctico



## **CALCULO DE LA DESVIACION**

$$R = (Rc^2 + Rd^2 + Rr^2)^{1/2}$$

Rc<sup>2</sup> Es la desviación causada por el emboquillado.

Rd<sup>2</sup> Es la desviación por mal posicionamiento y alineamiento de la columna del Varillaje.

Rr<sup>2</sup> Son las desviaciones ocasionadas dentro del taladro.

Todos esos componentes deben ser sumados en forma tridimensional en el espacio y caracterizado: donde la desviación por emboquillado es una constante mientras que los otros se incrementan con la profundidad.

La desviación estándar debemos restar al burden óptimo para obtener el burden práctico o real.

$$B \text{ óptimo} = D/33 \{dc*PRP/c*f(E/B)\}^{1/2}$$

### **17.2.2.- Orígenes y causas**

#### **Desviación tiene dos orígenes:**

Fuera del taladro:

1. -Mal diseño (no considerar el estándar de perf.)
2. -Incorrecto estacionamiento
3. -Mal alineamiento
4. -Mal empate.

Dentro del taladro:

1. -Condiciones Geológicas
2. -Inadecuada Técnica de Perforación
3. -Inaceptable herramienta de perforación.

#### **Causas de desviación**

- 1.-Diseño
- 2.-Equipos y Accesorios
- 3.-Condiciones Geológicas
- 4.-Condiciones Geomecánicas
- 5.-Operación

## 1.-Diseño

- 1.-Encontrar el rango de desviación para obtener el factor de corrección en el Burden para la malla.
- 2.-Levantamiento topográfico de los taladros como control de la calidad de perforación .
- 3.-La altura del eje de la corredera dependerá de la altura del equipo disponible ( 1.70 MT., 1.50 MT.)
- 4.-Marcado del eje horizontal y el eje de sección
- 5.-Lev.Top. Del tajo concluido la voladura y limpieza.

### Deducción de Burden

$$\begin{aligned} B_{\max} &= D/33 \{dc*PRP/c*f(E/B)\}^{1/2} \\ B_{\max} &= 1.4\text{mt.} \\ B_{\text{pract.}} &= 1.4\text{-Fact.desv.}(\text{max}2\%) \\ &= \mathbf{1.16 \text{ mt.}} \\ \text{Actual} &= 1.20 \text{ sin desviación} \\ \text{Burden} &= 1.42 - 2\% \\ &= 1.56 - 3\% \\ &= 1.68 - 4\% \\ &= \mathbf{1.82} \text{ Para } 5\% \text{ Disparo soplado} \end{aligned}$$

## 2.-Equipos y Accesorios

El Equipo long hole debe tener:

- Sistema de Nivelación adecuado especialmente en la horizontabilidad
- Poseer stinger de fijación en la parte superior e inferior del carril para evitar la desviación por vibración al momento de perforar.
- Eje del sinfín debe permitir perforar lo menos 2 taladros paralelos de una sola posición.
- Debe tener un sistema de lector de ángulos.
- Un sistema láser que indique el nivel horizontal de perforación, y la posición vertical al punto de perforación.

### Accesorios

- Brocas
- Barras Tub tack (barra estabilizadora)
- Clinómetro adecuado
- Laser
- Cinta métrica

# Top Hammer vs ITH

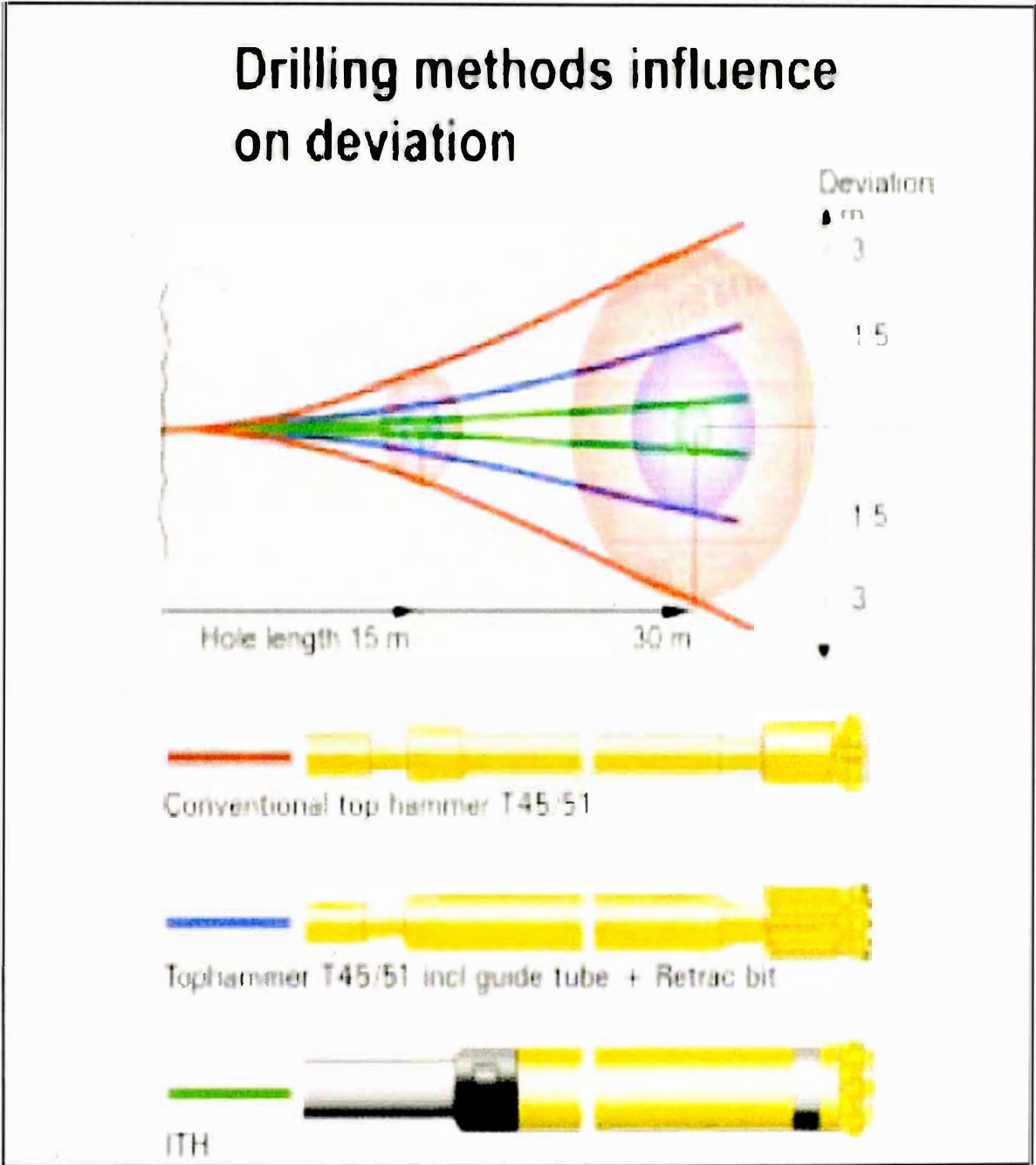


Fig. 10 Topical deviation with different drilling methods

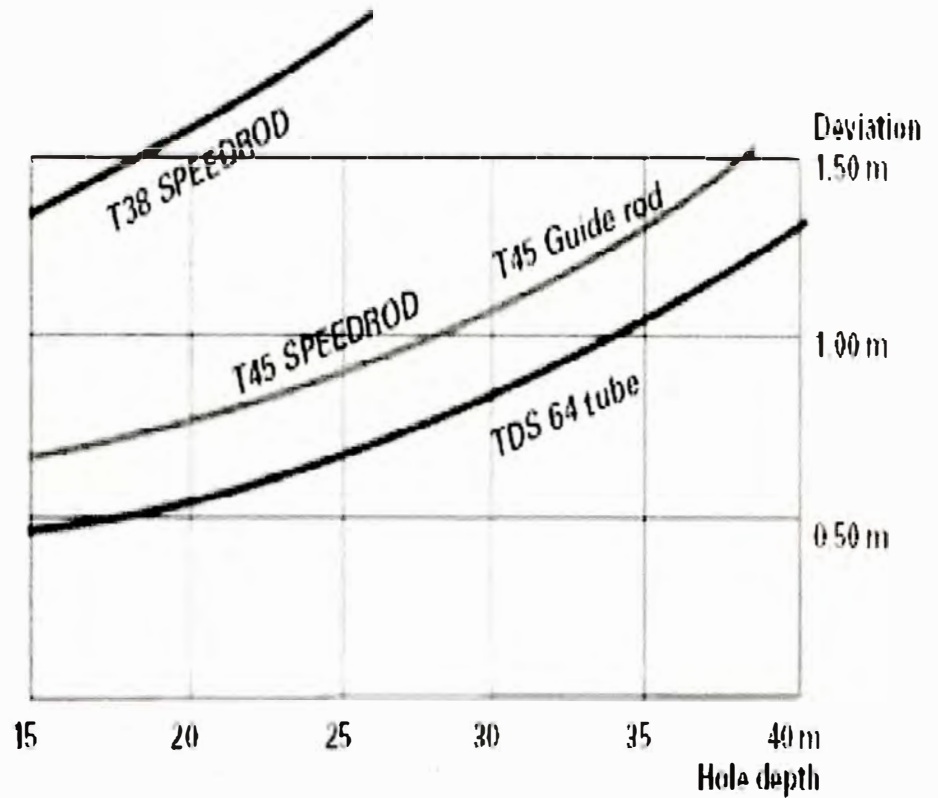
# Incidencia del varillaje en la desviación del taladro



Long hole  
precision drilling

In-hole deviation as  
function of hole length

(Derived from  
investigations  
at LKAB, Kiruna)



## Drill Strings relating to Diagram

T38 SPEEDROD\*/T38 SPEEDROD\*/  
Standard bit



T45 SPEEDROD\*/T45 GUIDE ROD/  
(old design)/Retrac. Bit



TDS 64 tube/TDS 64 tube/Guide Bit



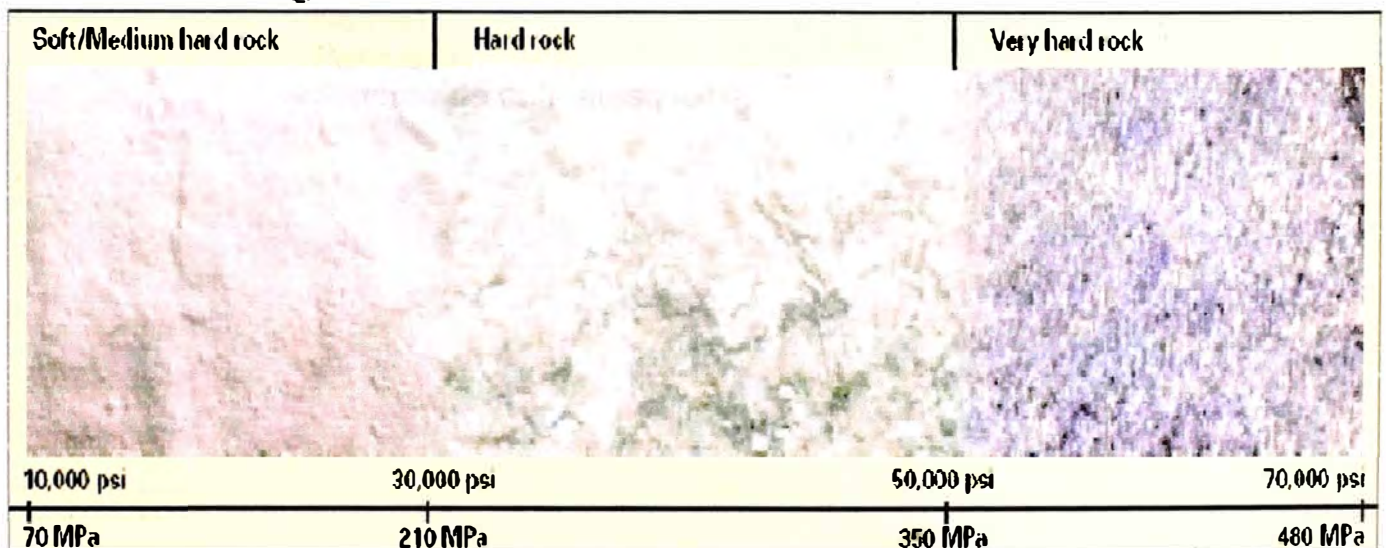
### 3.- Condiciones geológicas

- La presencia de:
- Fallas
- Geodas
- Planos importantes
- Zonas intensamente fracturadas
- Originan desviación en casos mayores no se puede continuar con la perforación por el no retorno del aire ,agua, o retorno del detritus

### 3) Factores dentro del taladro:

#### > Formación de la roca

- Tipo
- Tamaño de grano
- Fracturamiento
- Clivaje
- Plegamiento



#### **4.-Condiciones geomecánicas**

- Cambio de dureza en el terreno puede originar cambio de dirección
- Influye en el diseño el:
  - RMR de la roca encajonante
  - RMR del área mineralizada
  - Sectorizar los RMR de un tajo no todo el tajo tiene el mismo RMR

#### **5.-Operación**

##### **Factores fuera del taladro**

- Error de posicionamiento del equipo
- Error en la selección o lectura de ángulos
- Error en la fijación de la viga de avance

##### **Factores durante la perforación**

##### **Parámetros de perforación**

- Fuerza de avance
- Rotación
- Barrido
- Percusión
- Sistema de anti- atasque

### 17.2.3.- Cuadro de desviaciones de labores en el año 2006

DESVIACIONES 2006 %																
MES	Zona I		Zona II		Zona IV			Zona V					Zona VI		PROM.	
	T-292	T-261	T-312	T-753	T-644	T-651	T-684	T-655	T-590	T-606-2	T 607-2	T 606-4	T 607-4	T-612	T 575	
ENE									2 51	4 73	4 36					3 87
FEB					5 31				4 73	3 73	6 26			4 23		4 85
MAR					5 75		6 6									6 18
ABR					4 7							4 59				4 65
MAY												3 64		3 35		3 50
JUN						4 74						4 27	3 7			4 24
JUL						5 78							6 07			5 93
AGO																
SEP	3 1	5 17	5 53	4 19												4 50
OCT		3 43	5 52	5 79		3 6		3 83								5 54
NOV																
DIC																
<b>PROM.</b>	<b>3.90</b>		<b>5.26</b>		<b>5.04</b>			<b>4.42</b>					<b>3.79</b>		<b>4.71</b>	



## 18.- Resultados de aceros de perforación

### 18.1.- Metros perforados de los últimos años

Perforación Total Jumbos Enero - Setiembre 2006 (Mts)

Equipo	promedios			Mts de 2006									
	2003	2004	2005	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Prom-2006
Raptor N°1	4,165.00	3,891.00	3,081.97										
Raptor N°2	4,312.00	3,463.00	2,673.40	2,854.80	2,295.60	2,512.80	2,263.20						2,481.60
Raptor Junior		2,084.00	2,385.66	1,660.50	1,467.00	1,310.40	1,191.60	2,637.90	1,493.10	1,561.50	1,627.20	1,879.28	1,647.61
Mini Raptor N°1			1,820.70	1,876.50	1290.6	1511.1	1317.6	176.4	1,502.10	879.5	1956.7	1,919.70	1,381.13
Mini Raptor N°2			1,021.50	1,212.30	1574.1	1169.1	1619.1	1422.3	1614.6	1799.2	1776.6	491.66	1,408.77
Simba N° 1	4,863.00	4,767.00	3,480.52	3,513.00	2,626.40	2205.9	4,338.00	3,206.40	4545	4,504.80	3,235.40		3,521.86
Simba N° 2	4,613.00	5,014.00	3,317.17	4,015.20	3,253.20	1482.2			1,306.20	4,503.80	3,103.80	4,913.12	3,225.36
Boomer	5,067.00	4,731.00	4,413.25	5,042.00	4,059.60	2457.2	4,739.60	4,333.00	3,757.40	3,856.80	4,603.10	4117.29	4,107.33
Quasar	4,196.00	3,958.00	3,197.70	4,594.40	3723.22	3570.2	3,620.30	3,497.90	5,894.30	5,825.70	3,259.80	3,203.03	4,132.09
Speider									1,183.20	1,127.80			1,155.50
<b>Total</b>	<b>27,216.00</b>	<b>27,908.00</b>	<b>25,391.86</b>	<b>24,768.70</b>	<b>20,289.72</b>	<b>16,218.90</b>	<b>19,089.40</b>	<b>15,273.90</b>	<b>21,295.90</b>	<b>24,059.10</b>	<b>19,562.60</b>	<b>16,524.08</b>	<b>19,675.81</b>

## 18.2.- Costo unitario perforación en aceros

### Costo Acumulado de aceros de perforación Varillaje de extensión - T38

Promedio 2005	Año 2006 (US\$/m)									Promedio 2006
	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	
0.63	0.4	0.78	0.77	0.52	0.5	0.34	0.32	0.71	0.66	0.56

### Varillaje de extensión - R32

Promedio 2005	Año 2006 (US\$/m)									Promedio 2006
	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	
1.34	0.61	1.6	0.35	0.42	3.09	1.02	1.82	0.34	1.19	1.16

### Resumen de costo total de aceros de perforación 2006

Secciones		Pro-2005io	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Promedio
I	\$	2,409.21	1,830.00	3,097.00	0.00	2,265.00	445.00	3,097.00	1,972.00	2,437.00		1,892.88
	Mts	2,742.13	1,865.80	1,554.62	7,549.10	4,373.00	1,318.10	7,549.10	6,953.50	3,816.20		4,372.43
	\$/Mts	1.15	0.98	1.99	0.00	0.52	0.34	0.41	0.28	0.64		0.65
II	\$	4,437.62	3,224.80	4,421.80	3,891.80	2,339.80	4,837.80	1,897.00	5,260.80	4,996.00		3,858.73
	Mts	7,486.61	7,770.60	7,483.60	6,027.40	3,988.90	6,512.80	3,735.20	8,360.60	8,226.40		6,513.19
	\$/Mts	0.61	0.42	0.59	0.65	0.59	0.74	0.51	0.63	0.61		0.59
IV	\$	4,414.05	3,447.80	3,858.00	4,492.80	3,085.00	0.00	2,453.38	959.80	672.00		2,709.83
	Mts	4,324.35	5,450.40	3,150.00	3,481.20	2,457.60	0.00	2,085.50	1,561.50	1,627.20		2,830.49
	\$/Mts	1.10	0.63	1.22	1.29	1.26		1.18	0.61	0.41		0.94
V	\$	4,254.75	2,836.88	8,176.88	3,386.72	1,819.84	7,340.52	3,650.76	6,534.00	5,223.80		4,871.18
	Mts	5,326.08	7,104.00	6,117.90	4,968.80	7,050.30	4,805.10	7,661.70	7,183.50	5,892.80		6,348.01
	\$/Mts	0.83	0.40	1.34	0.68	0.26	1.53	0.48	0.91	0.89		0.81
VI	\$	2,726.26	1,114.36	4,223.50	365.00	980.68	454.34	199.00				1,222.81
	Mts	2,118.30	2,577.90	1,983.60	1,741.50	1,191.60	2,637.90	284.40				1,736.15

	\$/Mts	1.51	0.43	2.13	0.21	0.82	0.17	0.70				0.74
<b>Total</b>	\$	17,813.93	12,453.84	23,777.18	12,136.32	10,490.32	13,077.66	11,297.14	14,726.60	13,328.80	14,155.10	13,938.11
	Mts	21,135.42	24,768.70	20,289.72	23,768.00	19,061.40	15,273.90	21,315.90	24,059.10	19,562.60	16,524.08	20,513.71
	\$/Mts	0.84	0.50	1.17	0.51	0.55	0.86	0.53	0.61	0.68	0.86	0.70

**Nota**

para el calculo del costo total \$/m, se incluye los aceros y accesorios de perforación como brocas, barras, shank, escareadora adaptador piloto, copas de afilado y mixta.

## 19.- Ratios de presupuesto

### CONSUMO DE EXPLOSIVOS POR METODO (kg/t)

	CR CUERPOS	CR BREASTING	SLS CUERPOS	SLS VETAS	OPEN STOPE	SHIRINKAGE
Emulnor 1-1/2 x 8 (und)	0.065		0.048	0.139		
Emulsión de 1 x 7 (und)	0.000	2.8170				
Emulsión 7/8 x 7 (und)					7.661	0.509
Anfo (kg)	0.457		0.425	0.553		0.773
Fanel (und)	0.065		0.035	0.035		0.000
Guias de seguridad (und)	0.002	0.5670	0.005	0.006	1.094	0.509
Cordón detonante (m)	0.071		0.023	0.030		
Mecha rápida (m)		0 7470			0.576	0.306

Tonelaje	1	1	1	1	1	1
----------	---	---	---	---	---	---

<b>Factor de pot. (kg/t)</b>	<b>0.47</b>	<b>0.29</b>	<b>0.44</b>	<b>0.59</b>	<b>0.78</b>	<b>0.81</b>
------------------------------	-------------	-------------	-------------	-------------	-------------	-------------

#### PESOS

Emulnor 1-1/2 x 8	0.26	kg/und
Emulsión 7/8 x 7	0.08	kg/und
Emulsión 1 x 7	0.10	kg/und

**COMBUSTIBLES, ACEITES Y GRASAS**  
**ratios de consumo**

Imprevistos: 5%

CAPACIDAD yd3	COMBUSTIBLE (gls/hr)
3.5	4.50
2.5	3.75
1.5	2.80
Dumper 16 t.	4.20
Dumper 13 t.	3.50

**ACEITES SCOOPS(gls/hr)**

CAPACIDAD yd3	CAPAC. TANQUE (gls)	PERIODICIDAD CAMBIO (hrs)	ACEITES (gls/hr)	INCLUYE IMPREVISTOS
------------------	------------------------	------------------------------	---------------------	------------------------

**Aceite Hidráulico: Tellus T 68**

3.5	60	1000	0.06	0.063
2.5	50	1000	0.05	0.053
1.5	40	1000	0.04	0.042
m/s	20	1000	0.02	0.021
Dumper MT 416	60	1000	0.06	0.063
Dumper MT 413	50	1000	0.05	0.053

**Aceite de transmisión**

3.5	8	500	0.016	0.017
2.5	7	500	0.014	0.015
1.5	NT			
m/s	20	500	0.040	0.042
Dumper MT 416	8	500	0.016	0.017
Dumper MT 413	7	500	0.014	0.015

**Aceite de motor: Rimula 5W40**

3.5	6	125	0.048	0.050
2.5	5	125	0.040	0.042
1.5	4.5	125	0.036	0.038
m/s	NT			
Dumper MT 416	6	125	0.048	0.050
Dumper MT 413	5	125	0.040	0.042

**Aceite para corona Spirax**

3.5	20	1000	0.020	0.021
2.5	16	1000	0.016	0.017
1.5	10	1000	0.010	0.011
m/s	6	1000	0.006	0.006
Dumper MT 416	20	1000	0.020	0.021
Dumper MT 413	16	1000	0.016	0.017

**ACEITES JUMBOS(gls/hr)**

Tellus T68	30	1000	0.030	0.032
15 W40	10	125	0.080	0.084

**GRASAS (kg/hr)**

	Alvania	0.08		0.088
--	---------	------	--	-------

La grasa se cambia 2 kg. cada 24 hrs.


**MIENTO PROM. DE LLANTAS  
(hrs)**

LLANTA	2003	2004	2005
--------	------	------	------

**SECCION I**

17.5-25	3,207	2,846	3,063
18.00-25	5,396	4,394	6,480

**SECCION II**

12.00-24	1,788	1,900	2,219
17.5-25	3,109	2,805	2,698

**SECCION IV**

9.50-20	3,907	3,907	1,174
12.00-24	1,275	1,291	1,908
17.5-25	1,787	2,035	2,335

**SECCION V**

9.50-20	1,016	1,967	1,976
12 00-24	1,248	1,314	1,533

**SECCION II**

12.00-24	968	2,372	4,022
----------	-----	-------	-------

## RENDIMIENTOS PROMEDIOS ACEROS DE PERFORACION(m/ud)

Ene - Ago 2006

### T-38

DETALLE	SECCION					PROMEDIO
	I	II	IV	V	VI	TOTAL
Broca 64 mm	603.1	739.8	402.3	696.8	456.4	579.7
Barra T 38	2,065.6	2,624.5	1,592.1	2,754.6	2,030.2	2,213.4
Shank T 38	2,992.2	3,152.5	2,119.5	2,368.4	2,163.1	2,559.1

### R-32

DETALLE	SECCION				PROMEDIO
			V	VI	TOTAL
Broca 51 mm			403.5	482.8	443.1
Barra R 32			1,316.2	2,236.0	1,776.1
Shank R 32			1,638.3	1,092.8	1,365.5

Solo se toman datos de estas dos secciones por ser las de mayor ocurrencia

### VARILLAJE CONICO

DETALLE	SECCION				PROMEDIO
	I	II	IV	V	TOTAL
Broca cónica	125.2	137.1	94.5	98.7	113.9
Barra cónica	351.8	376.8	424.4	331.8	371.2

Solo se cuentan datos generales de este tipo de aceros

**20.- Comparación de producción de métodos tajeo por Sub nivel en cuerpos y Sub nivel en vetas**

PRODUCCION DE MINA DE TAJEOS POR METODOS DE EXPLOTACION										
	Ene-06	Feb-06	Mar-06	Abr-06	May-06	Jun-06	Jul-06	Ago-06	Prom, 06	%
CRCV	9,364	10,284	7,014	18,112	19,762	19,914	18,012	23,596	15,757	17%
CRCVS	11,110	4,408	4,887	6,596	4,543	6,660	8,050	3,555	6,226	7%
CRMC		13,449	21,054	3,121	229	450			4,788	5%
SH	1,728	3,424	4,509	2,948	6,650	3,805	4,810	4,295	4,021	4%
SLC	29,593	27,153	31,333	33,703	34,622	34,847	33,889	34,339	32,435	35%
SLV	23,784	18,942	14,119	13,264	13,584	7,305	11,669	8,367	13,879	15%
OP	15,474	14,576	14,687	18,975	16,196	16,809	17,409	18,742	16,609	18%
<b>TOTAL</b>	<b>91,053</b>	<b>92,236</b>	<b>97,603</b>	<b>96,719</b>	<b>95,586</b>	<b>89,790</b>	<b>93,839</b>	<b>92,894</b>	<b>93,715</b>	<b>100%</b>

PRODUCCION DE MINA DE PREPARACIONES POR METODOS DE EXPLOTACION										
	Ene-06	Feb-06	Mar-06	Abr-06	May-06	Jun-06	Jul-06	Ago-06	Prom, 06	%
DESARR.	1,477	1,169	3,124	3,210	4,005	9,584	6,769	4,872	4,276	46%
CRCV	2,167	1,315	728		408	1,888	312	1,767	1,073	11%
CRCVS	2,725	118	94	255		1,459	96	139	611	7%
CRMC			473	42	101				77	1%
SH			662	200	481		403	183	241	3%
SLC			118	907	247	76	248	120	215	2%
SLV	2,131	784							364	4%
OP	2,764	3,553	2,400	1,382	1,955	1,995	3,250	2,951	2,531	27%
<b>TOTAL</b>	<b>11,264</b>	<b>6,939</b>	<b>7,599</b>	<b>5,996</b>	<b>7,197</b>	<b>15,002</b>	<b>11,078</b>	<b>10,032</b>	<b>9,388</b>	<b>100%</b>

<b>TOTAL</b>	<b>102,317</b>	<b>99,175</b>	<b>105,202</b>	<b>102,715</b>	<b>102,783</b>	<b>104,792</b>	<b>104,917</b>	<b>102,926</b>	<b>103,103</b>
--------------	----------------	---------------	----------------	----------------	----------------	----------------	----------------	----------------	----------------



DISTRIBUCION DE PRODUCCION DE MINA						
MÊS	VETA 01 - 04	Ag VETA	Zn VETA	TOTAL VETAS	TOTAL CUERPOS	GRAN TOTAL
PROM-01	23,048				70,014	93,062
PROM-02	31,849				69,416	101,265
PROM-03	28,316				75,761	104,077
PROM-04	37,945				65,959	103,904
PROM-05		29,659	36,328	65,987	37,325	103,312
Ene-06		32,782	39,942	72,724	29,593	102,317
Feb-06		33,162	25,421	58,583	40,602	99,185
Mar-06		36,078	34,087	70,165	35,034	105,199
Abr-06		33,675	32,010	65,685	37,030	102,715
May-06		31,808	35,257	67,065	35,717	102,782
Jun-06		34,479	34,941	69,420	35,373	104,793
Jul-06		36,988	33,791	70,779	34,137	104,916
Ago-06		31,723	36,744	68,467	34,459	102,926
PROM-06		33,837	34,024	67,861	35,243	103,104

Sección I											
Estructura			método de explotación			Ejecutor					
Vetas	7180	37%	slc	11000	57%	pmc	8380	43%	contrata	8380	43%
Cuerpos	12200	63%	ops	6300	33%	emqsa	11000	57%	emqsa	11000	57%
Total	19380	100%	slv	1200	6%	Total	19380	100%	total	19380	100%
			p	880	5%						
			Total	19380	100%						
Sección III											
Estructura			método de explotación			Ejecutor					
Vetas	7420	100%	ops	6300	85%	Martinez	7420	100%	contrata	7420	100%
Cuerpos			cr-vc	800	11%						
Total	7420		p	320	4%						
			Total	7420	100%						
Sección II											
Estructura			método de explotación			Ejecutor					
Vetas	10130	33%	ops	1800	6%	martinez	2150	7%	contrata	11800	38%
Cuerpos	20870	67%	shr	500	2%	caminco	7110	23%	emqsa	19200	62%
Total	31000	100%	cr-vc	6500	21%	td	2540	8%	Total	31000	100%
			slc	19200	62%	emqsa	19200	62%			
			p	3000	10%	Total	31000	100%			
			Total	31000	100%						
Sección IV											
Estructura			método de explotación			Ejecutor					
Vetas	15000	100%	ops	5800	39%	emqsa	7600	51%	contrata	7400	49%
Cuerpos			cr-vc	1400	9%	caminco	5100	34%	emqsa	7600	51%
Total	15000		shr	1100	7%	pmc	2300	15%	Total	15000	100%
			slv	5700	38%	Total	15000	100%			
			p	1000	7%						
			Total	15000	100%						
Sección V											
Estructura			método de explotación			Ejecutor					
Vetas	14500	69%	cr-cm	12200	58%	emqsa	13200	63%	contrata	7800	37%
Cuerpos	6500	31%	cr-vc	3600	17%	pmc	4750	23%	emqsa	13200	63%
Total	21000	100%	slv	1000	5%	gasmin	3050	15%	Total	21000	100%
			cr-vcs	450	2%	Total	21000	100%			
			p	3750	18%						
			Total	21000	100%						
Sección VI											
Estructura			método de explotación			Ejecutor					
Vetas	9200	100%	cr-vcs	2850	31%	gasmin	3800	41%	contrata	8500	92%
Cuerpos			ops	1600	17%	pmc	4700	51%	emqsa	700	8%
Total	9200		cr-vc	1200	13%	emqsa	700	8%	Total	9200	100%
			cr-cm	700	8%	Total	9200	100%			
			shk	1600	17%						
			p	1250	14%						
			Total	9200	100%						

Totales											
Estructura			método de explotación			Ejecutor					
Vetas	63430	62%	ops	21800	21%	emqsa	51700	50%	contrata	51300	50%
Cuerpos	39570	38%	slc	30200	29%	pmc	20130	20%	emqsa	51700	50%
Total	103000	100%	slv	7900	8%	gasmin	6850	7%	total	103000	100%
			shk	3200	3%	caminco	12210	12%			
			cr-cm	12900	13%	td mining	2540	2%			
			cr-vc	13500	13%	martinez	9570	9%			
			cr-vcs	3300	3%	Total	103000	100%			
			total de tajeos	92800	90%						
			p	10200	10%						
			Total	103000	100%						

## Leyenda

Ops	open stope
Slc	sub level em cuerpos
Slv	sub level em vetas
Shk	shirinkage
Cr-cm	corte y relleno cuerpo mecaniado
Cr-vc	corte y relleno vetas convencional
Cr-vcs	corte y relleno vetas convencional com sostenimiento
P	preparación

## 21.- Comparación de perforación en paralelo y abanico

### Perforación Abanico

Mayor dilución del mineral  
 Mayor desviación de los taladros  
 Se usa en estructuras bien definidas  
 Se requiere simplemente de ventanas  
 El tiempo de posicionamiento es mayor  
 Menor avance en taladros negativos

La velocidad de penetración es menor

Inconveniente con los bancos  
 Menor costo de preparación

Mayor costo de Peroración por ser más  
 Denso em la perforación 1.5T/m  
 Mayor costo de voladura

### Perforación Paralelo

Menor dilución  
 Menor desviación  
 En cualquier cuerpo  
 Requiere realizar un contorneo  
 Menor tiempo de posicionamiento  
 Requiere de aire comprimido para el barrido, en negativo  
 Velocidad de penetración es mayor  
 Bancos em menor proporción  
 Mayor costo de preparación (contorneo)  
 Menor costo de perforación 3 t/m  
 menor costo de voladura

Conclusión:

Justifica hacer desquinche para hacer taladros paralelos antes que abanico.

## **22.- Conclusiones y Recomendaciones**

### **Conclusiones**

1.-Los resultados obtenidos en Minera Yauliyacu nos indican que este sistema es una buena alternativa de trabajo.

Durante el año 2005 se obtuvo una producción de 160,400 TM, que representa el 13%.

2.-Los niveles de perforación deben ser bien llevados tratando de lograr que el techo y el piso sean lo mas horizontal posible, la altura adecuada y limpio.

3.-Debe llevarse archivos en el que se registre: Planos de perforación con sus correcciones, Planos con el levantamiento de taladros, Hojas de carga.

4.-Llevar la estadística de los parámetros que son indicadores de control.

5.-La implementación de taladros largos en vetas angostas con los estándares de seguridad, es factible lograrlo con la capacitación de todo el personal involucrado en la operación: Planeamiento, Topògrafos, Supervisores-Mina, Perforistas y Disparadores porque se trata de lograr un trabajo de calidad en todas sus etapas.

6.-El equipo de perforación considero tiene defectos en su construcción que deben ser superados para obtener más metros perforados y facilitar la tarea del operador para un mejor posicionamiento, Es preferible sea auto propulsado para evitar pérdidas de tiempo en el traslado de una labor a otra, de no ser así necesitara un equipo adicional para remolcarlo hasta el lugar de trabajo. Estos equipos deben contar con un sistema de señalización láser que ayudaran al posicionamiento preciso del equipo con respecto al punto topográfico, igualmente debe contar con una lectora de ángulos para obtener una precisión mínima de 30 minutos. Su centro de gravedad debe ser mas bajo para darle mayor estabilidad al momento del traslado y posicionamiento, evitando de esta forma la caída del equipo.

7.- Las Ton/tal en tajeo por Sub niveles en vetas es de 24 a 36, mientras que De corte y relleno mecanizado es de 15, esto el incremento de longitud e perforación.

8.- El factor de carga varia en función del ancho de veta, Fc 0.4 -0.8 Kg/Tn  
Ancho de veta 1 – 2.2m.

## Recomendaciones

- 1.- Se debe de mejorar el equipo miniraptor en el uso del barrilaje de T-38 en aceros por el atasque que se tiene con el de R32 y que el mercado ya no es tan comercial para ello de debe de cambiar la perforadora de 1032 a 1238 como el miniraptor 2, tambien con el animo de mejorar la desviación de los taladros.
- 2.- Se debe de hacer chimeneas convencionales en ves de VCR por el factor Tiempo en mayor casos.
- 3.- Se debe de considerar pilares verticales en caso de que el terreno en su Block de 120m X 60m este en parte inestable entonces el block se dividira en En su longitud en tres partes de 20m cada uno, como el caso del tajeo 238.
- 4.- En importante el control estructural de la parte geologica para el mejor control ya que se trata de veta y en 60m varias.
- 5.- Control de leyes por sección perforada para el disparo y el blending correspondiente.
- 6.- Se debe de hacer taladros voladura controlada, añadiendo taladros entre Las cajas para controlar la dilución.

## 23.- Referencias bibliografías

Nº Ref.	Autor	Titulo	Año
R1	Hustrulid	Sub level Stopping Engineering and Planning Session Developers W.A Colorado School of Mines.	1993
R2	Yves C. Lizotte	Narrow Vein Blast Hole Stopping: Current Drilling and Blasting Technology,	1989
R3	E. Hoek –McGraw-Hill	Excavaciones Subterráneas en Roca	1985
R4	Unidad Minera Yauliyacu	Diseño y Análisis de Gabinete y Campo	2004-2006
R5	Carlos Lopez Jimeno	Manual de Perforación y Voladura de Rocas	2000
R6	Unidad Minera Yauliyacu	Manual de Equipo con Telemando	2001
R7	Resemin	Manual de Equipos Raptors	
R8	EXSA	Manual de EXSA, 4TA Edición	2002
R9	Unidad Minera Yauliyacu	Compendio de Reservas de Geología	2006
R10	Unidad Minera Yauliyacu	Informes de Seguridad	2006
R11	Unidad Minera Yauliyacu	Informes de Costos	2006
R12	Unidad Minera Yauliyacu	Informe de Operaciones de Mina	2006

## **24.- Apéndice**

- 24.1.- Gráfico de geología estructural
- 24.2.- Fotos de minerales
- 24.3.- Fotos de gangas
- 24.4.- Gráficos de textura de mineral
- 24.5.- Gráficos de control estructural
- 24.6.- Gráficos de control litológico
- 24.7.- Gráficos de alteración hidrotermal
- 24.8.- Gráficos de zonamiento y paragenesis
- 24.9.- Gráficos de vetas y cuerpos
- 24.10.- Diseño del Método de explotación
- 24.11.- Diseño de la sección de la labor
- 24.12.- Diseño de las ventajas de limpieza de mineral.
- 24.13.- Diseño de los puentes de protección para el operador.
- 24.14.- Fotos de perforación de Mini Raptor

# **GEOLOGIA ESTRUCTURAL**

**(Apéndice 24.1)**

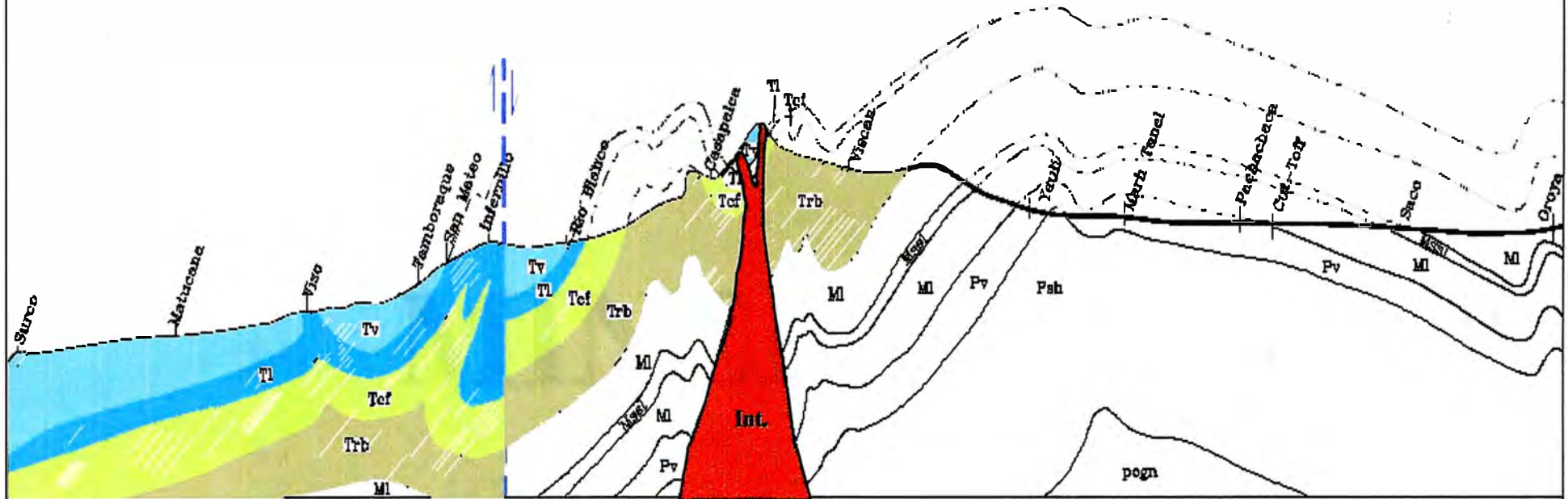
















# GEOLOGICAL SECTION ON LINE BETWEEN SURCO AND OROYA

## SECTION N 64° E , LOOKING NW



### SYMBOLS

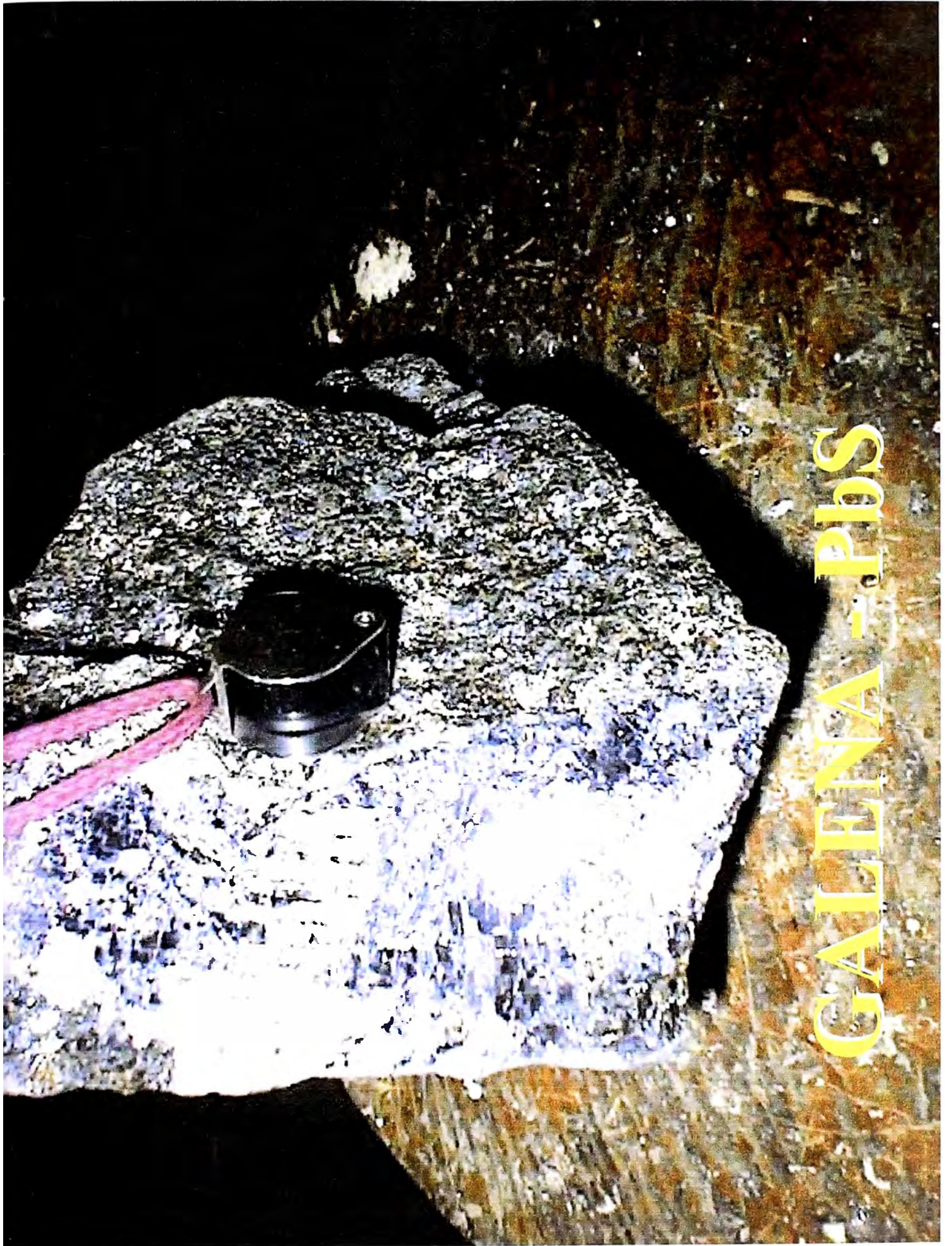
Terciario	{	Volcanics	Tv	
		Limestones	Tl	
		Carlos Francisco Formation	Tcf	
		Red beds	Trb	
Mesozoico	{	Sandstone and Limestone	Msl	
		Limestone	Ml	
		Volcanics	Mv	
Paleozoico	{	Volcanics	Pv	
		Shale	Psh	
		Pecambrioo Gneiss	pogn	

# MINERALES

(Apéndice 24.2)



ESTALLERITA - ZnS

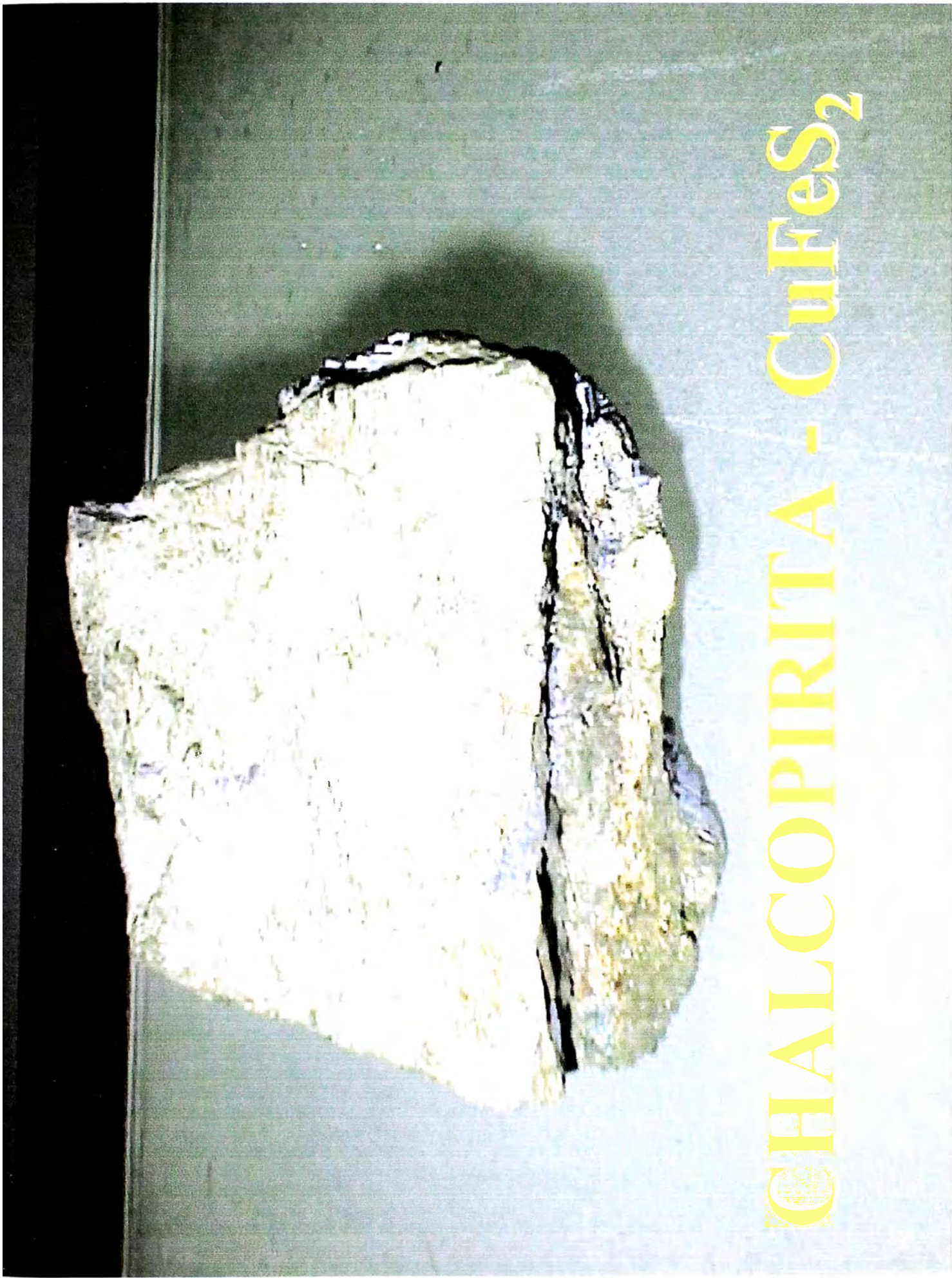


GALLENA - PBS



# TETRAHEDRITA





# CHALCOPIRITA - $\text{CuFeS}_2$

# GANGAS

**(Apéndice 24.3)**

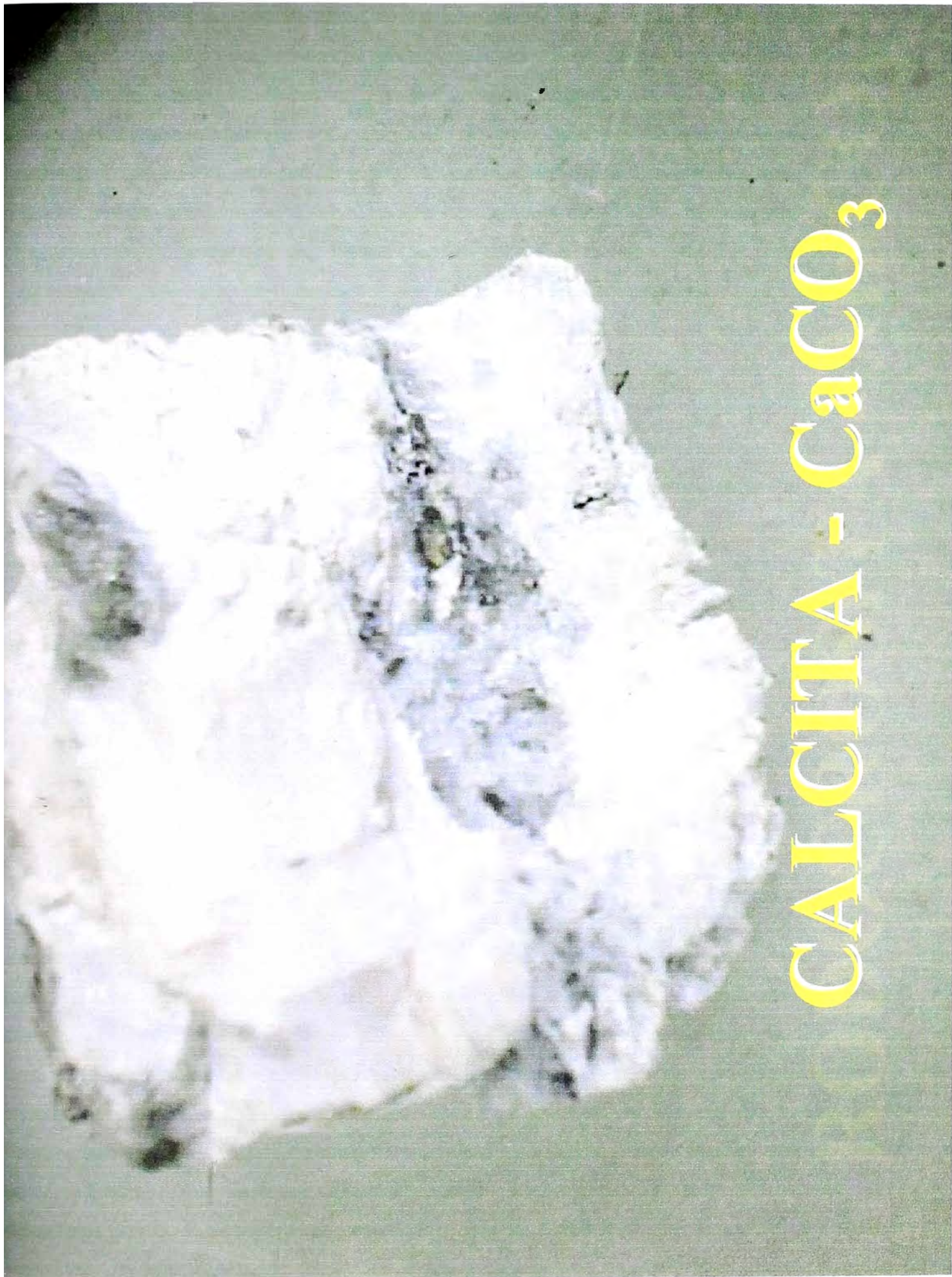




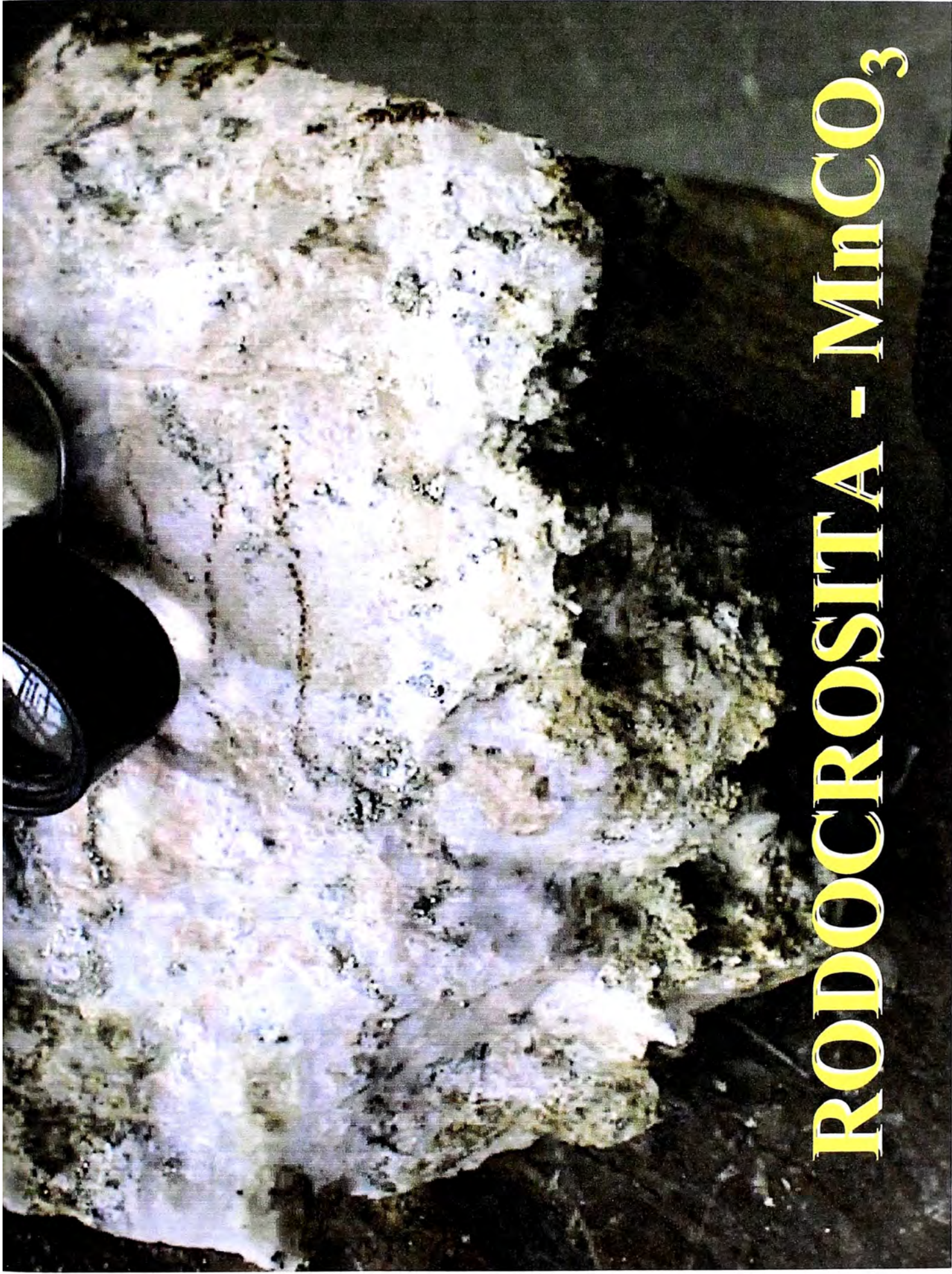
**PIRITA -  $FeS_2$**



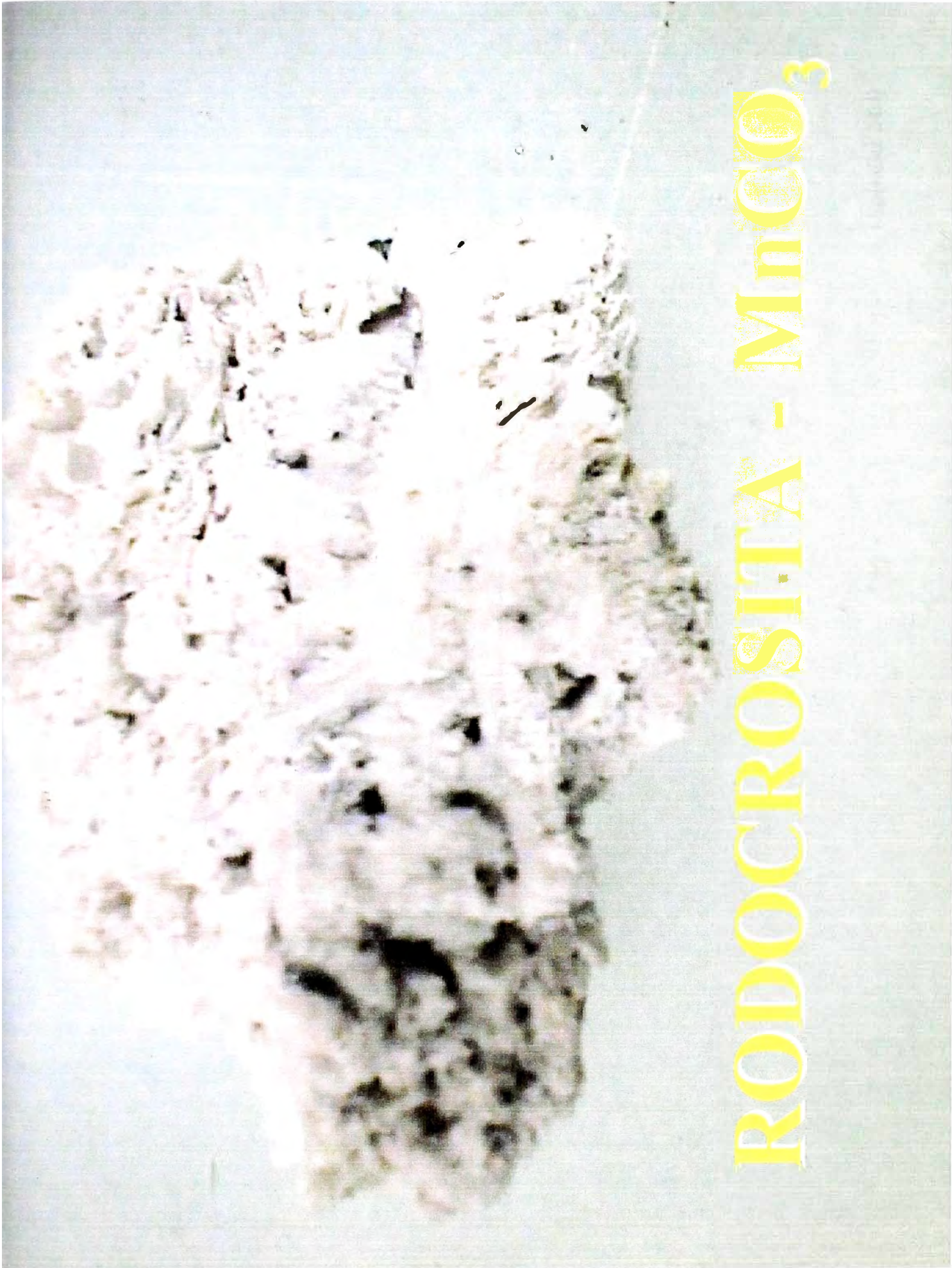
**CUARZO -  $\text{SiO}_2$**



**CALCITA -  $\text{CaCO}_3$**



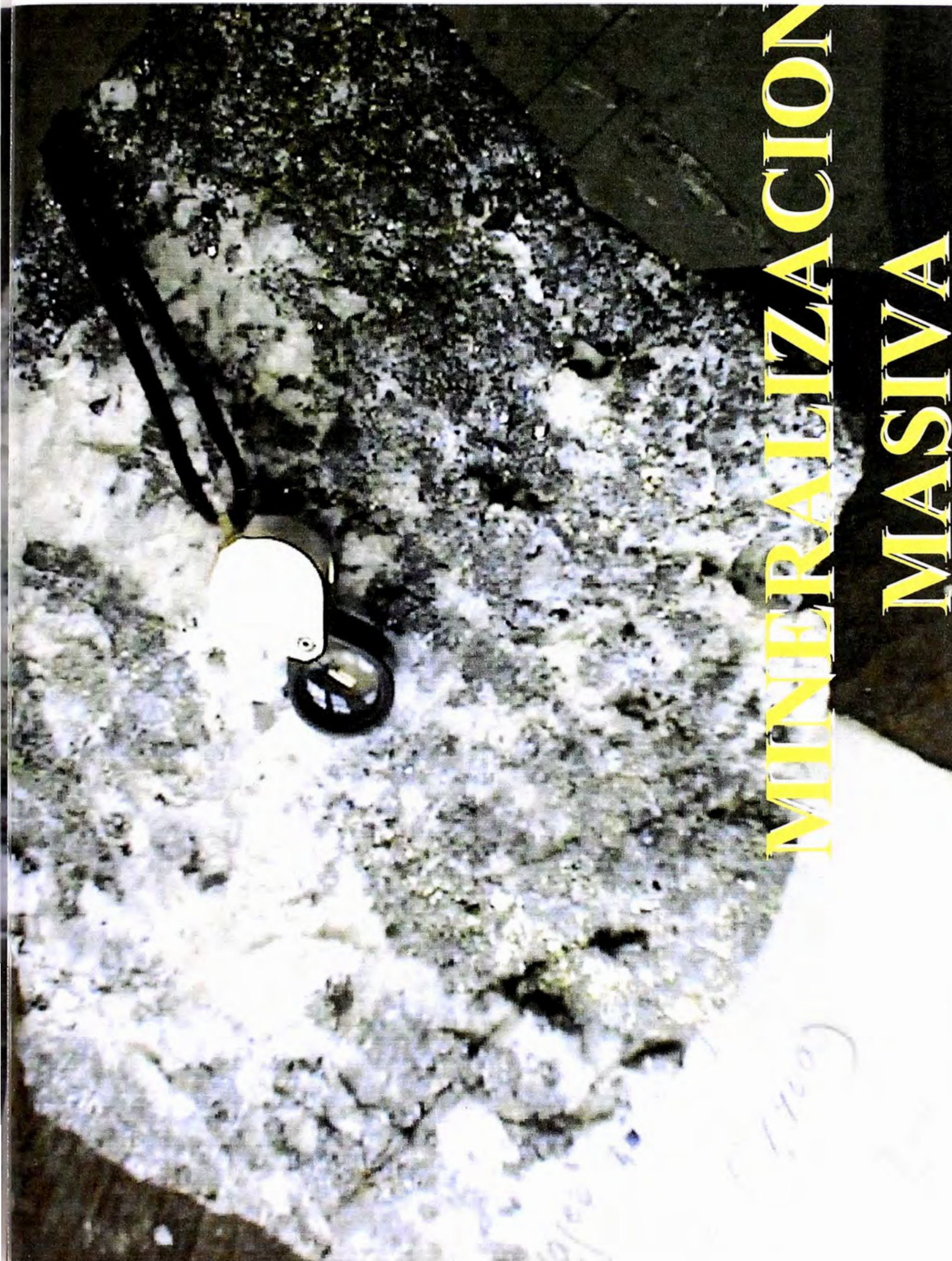
**RODOCROSITA -  $MnCO_3$**



**RODOCROSITA -  $MnCO_3$**

# TEXTURA MINERAL

(Apéndice 24.4)



# MINERALIZACION MASIVA

10/10/2010

# MINERALIZACION MASIVA





**GALENA**

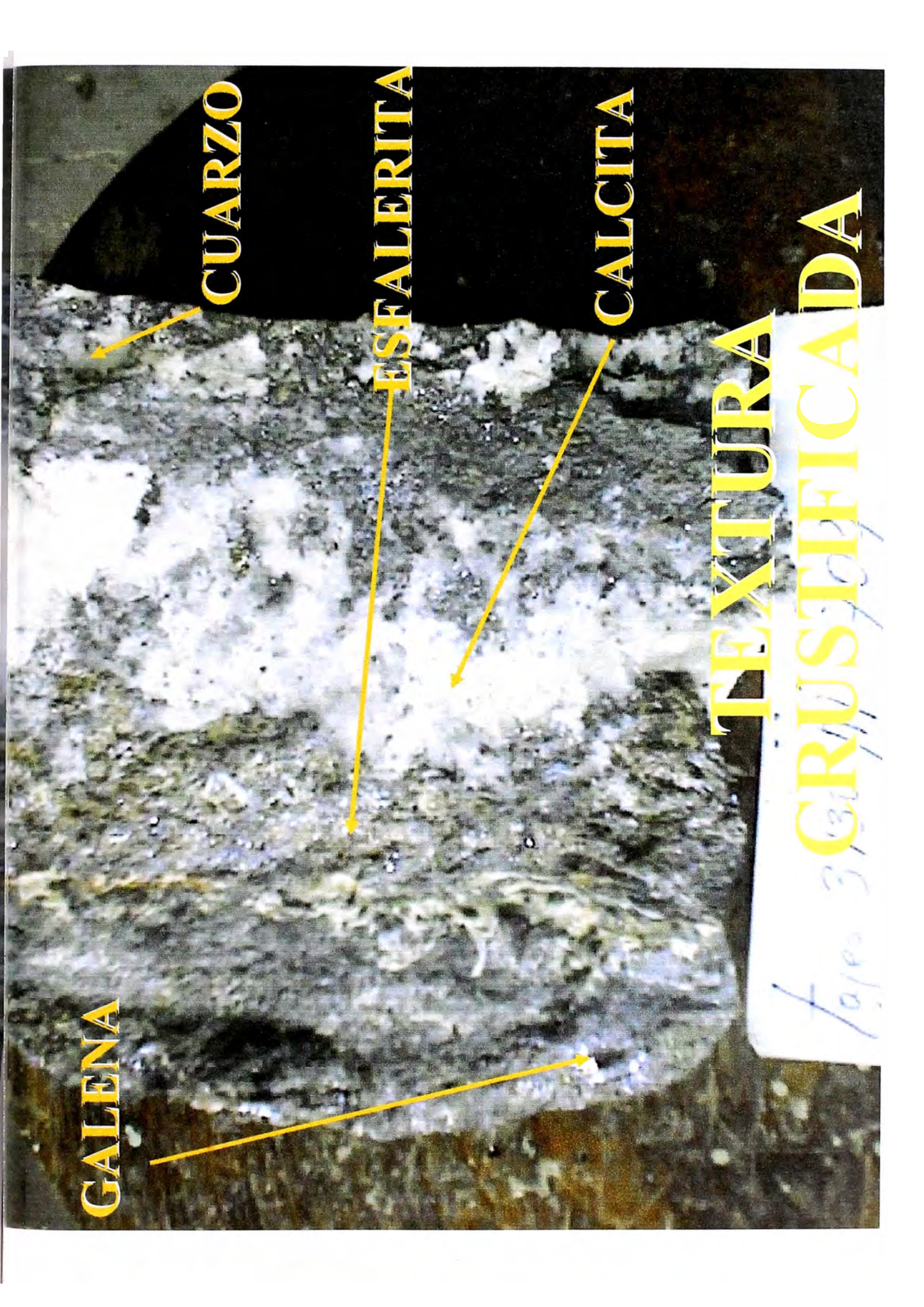
**CUARZO**

**ESFALERITA**

**CALCITA**

**TEXTURA  
CRUSTIFICADA**

*Folios 3130/11*



A microscopic image showing a cross-section of a material with a highly porous, cellular structure. The material is light-colored with dark, irregular inclusions. The structure is dense and interconnected, resembling a sponge or a highly textured surface. The background is a uniform light color.

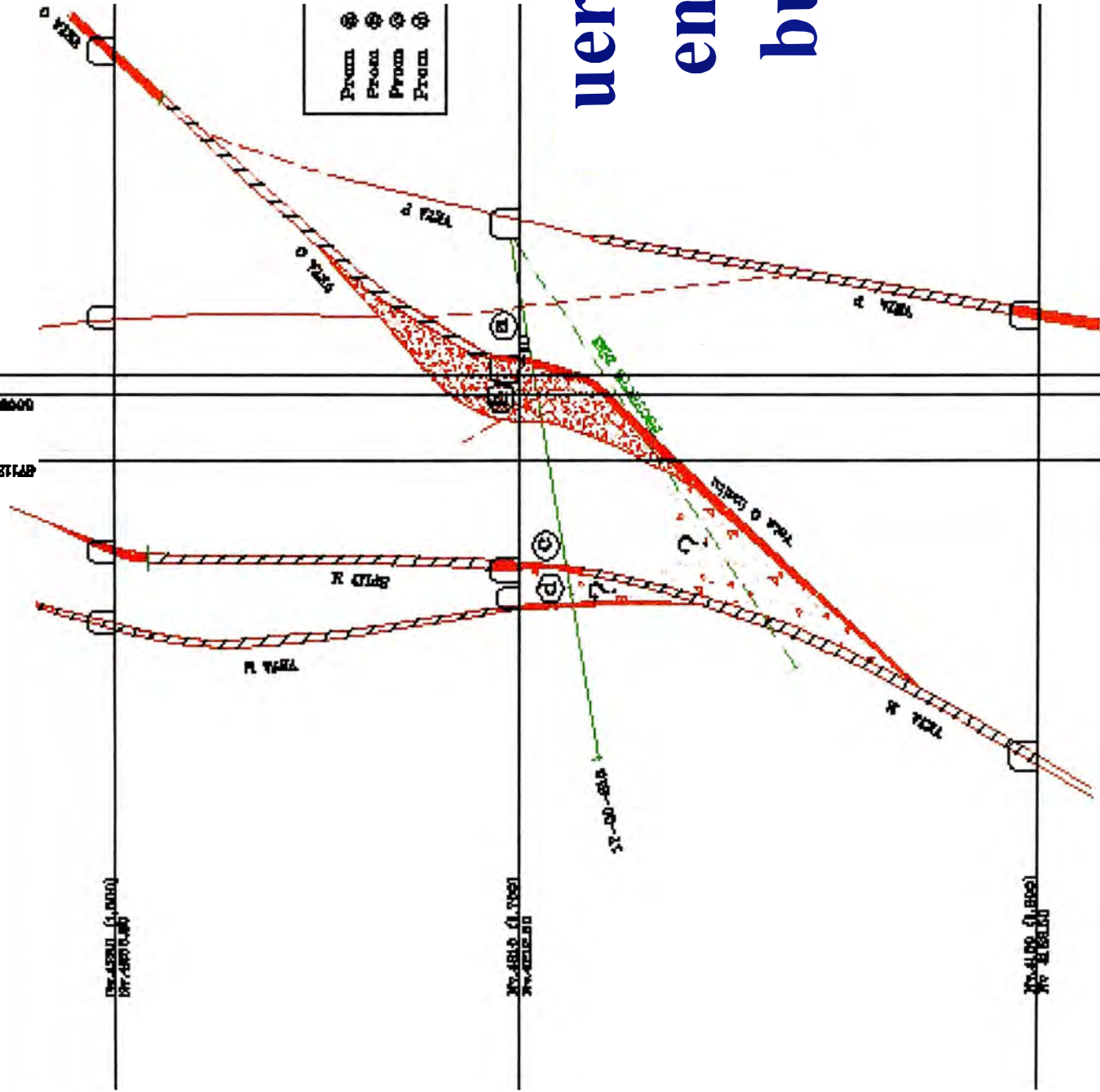
# TEXTURA CRUSTIFICADA

# CONTROL ESTRUCTURAL

(Apéndice 24.5)



# uerpos stockwork en cambios de buzamientos.



Prom. ①	Prom. ②	Prom. ③	Prom. ④
---------	---------	---------	---------

Av.	%Zn	xPb	%Cu	QmsAg	g
1.40	5.53	3.68	0.87	3.70	87.23
5.45	14.53	4.49	0.17	10.91	108.50
3.80	5.05	1.15	0.04	3.78	34.40
0.20	0.97	1.10	0.78	3.01	154.39

VETA M

X

# CONTROL LITOLÓGICO

(Apéndice 24.6)

# ARENISCAS CALCAREAS REEMPLAZADAS

0.44%Zn  
0.20%Pb  
0.04%Cu  
0.62 Oz-Ag

7.26%Zn  
1.17%Pb  
0.52%Cu  
7.53 Oz-Ag

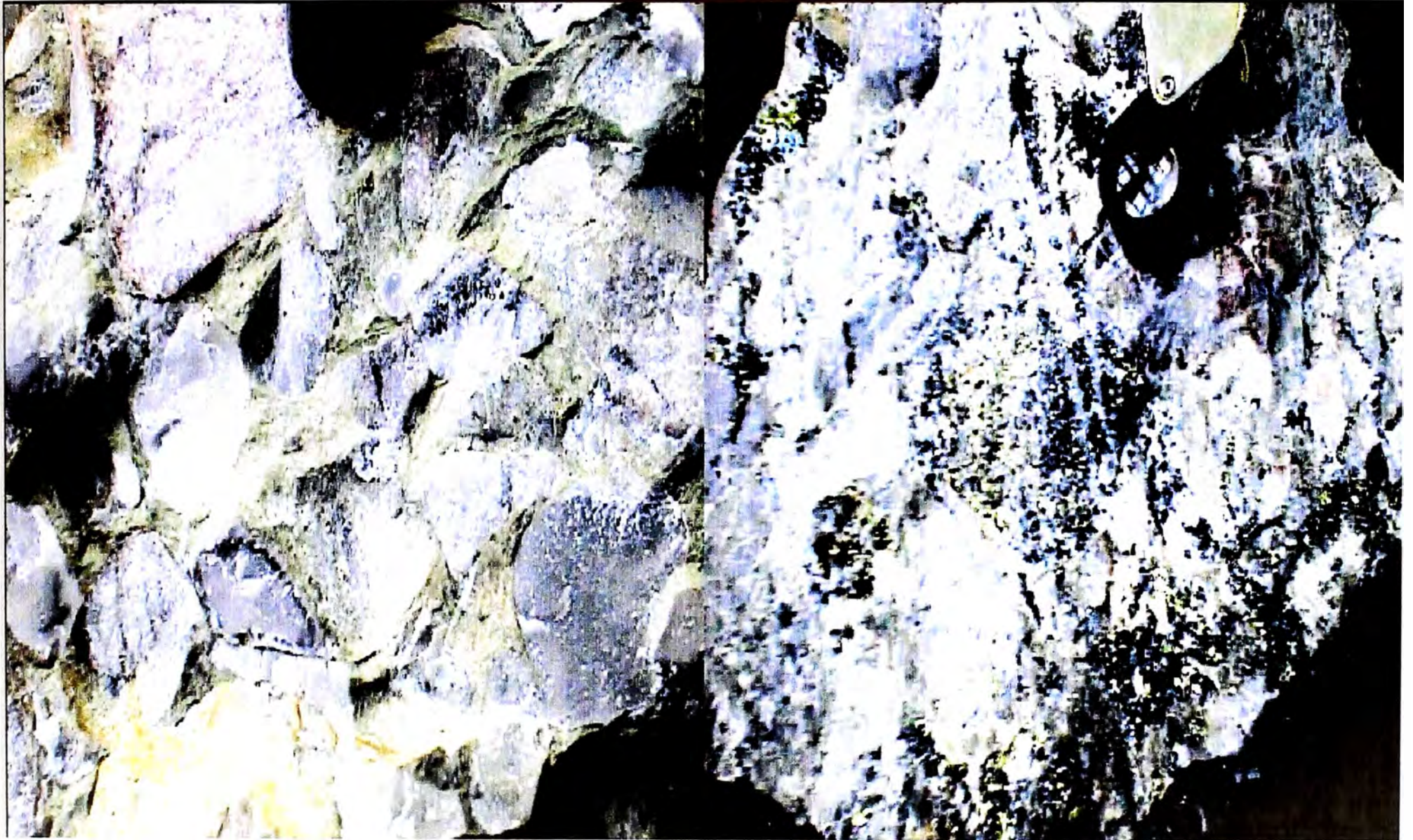




0.07%Zn  
0.12%Pb  
0.02%Cu  
0.46 Oz-Ag

# CONGLOMERADOS REEMPLAZADOS

5.71%Zn  
4.63%Pb  
0.97%Cu  
3.39 Oz-Ag



# ALTERACION HIDROTERMAL

(Apéndice 24.7)

# ALTERACION HIDROTERMAL

- SILICIFICACION
- SERICITIZACION
- PIRITIZACION

CERCA DE LA VETA

- PROPILITIZACION

ALEJADA DE LA  
VETA

**En rocas volcánicas se distingue la silicificación y sericitización principalmente por el cambio de coloración cerca de la veta y por presencia de epidota - clorita a mayor distancia.**

0.25%Zn

0.09%Pb.

0.01%Cu

0.15Oz-Ag

0.17%Zn

0.26%Pb

0.04%Cu

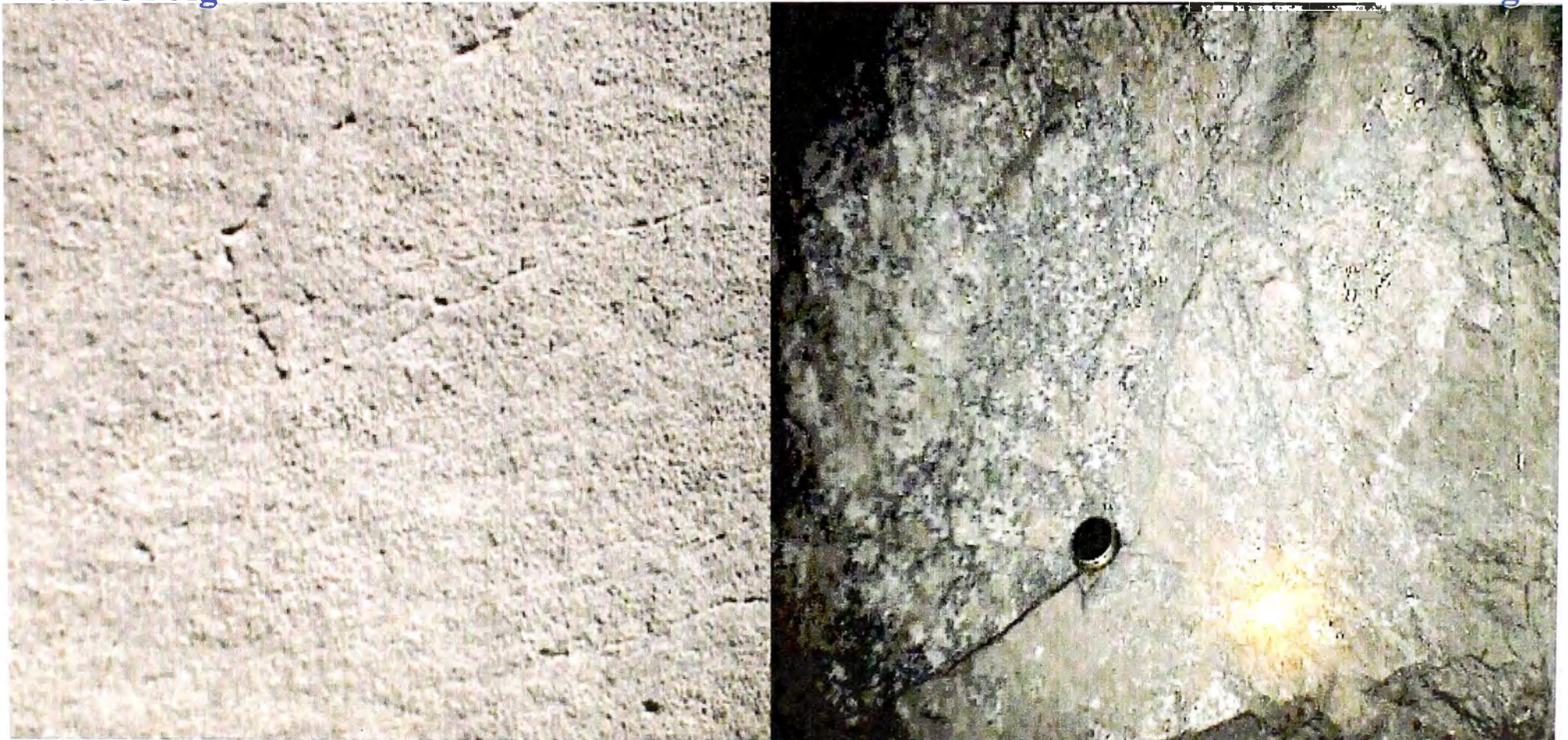
0.72Oz-Ag



**En Capas Rojas y conglomerados la silicificación y piritización es amplia y el cambio de coloración también es determinante de la intensidad**

0.44%Zn  
0.20%Pb  
0.04%Cu  
0.62Oz-Ag

7.26%Zn  
1.17%Pb  
0.52%Cu  
7.53Oz-Ag



**En zonas de alteración moderada hay  
epidotización**

**5.27%Zn**

**1.08%Pb**

**0.23%Cu**

**4.90Oz-Ag**



0.44% Zn

0.20% Pb

0.04% Cu

0.62 Oz<sub>T</sub> Ag

# EPIDOTIZACION

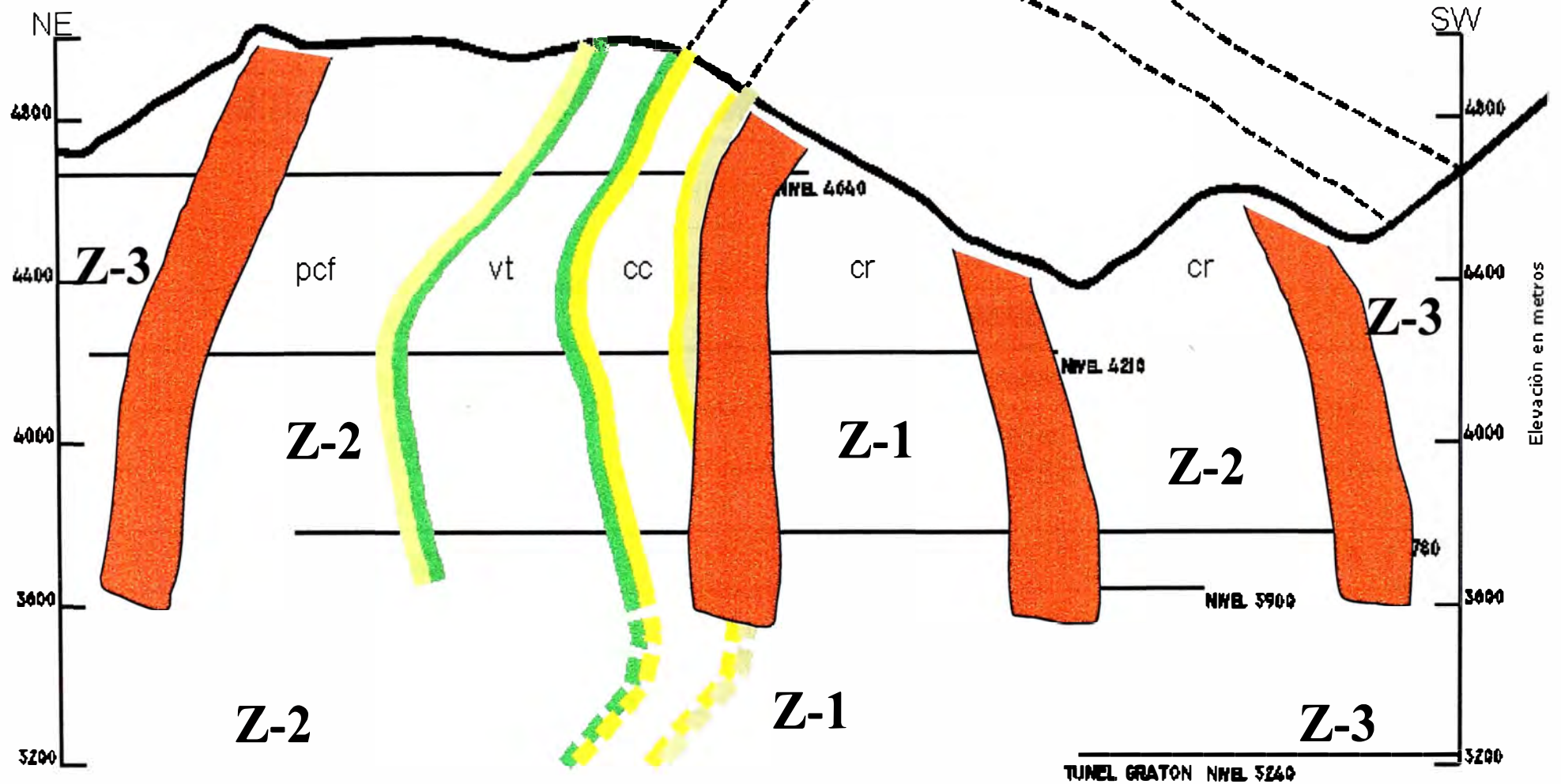


# **ZONEAMIENTO Y PARAGENESIS**

**(Apéndice 24.8)**



# ZONEAMIENTO



- Sericitización, carbonatación
- Ancho de alteración 30m.
- cp, sf, gn, py, carbonatos

- Fuerte silicificación
- Ancho de alteración 400m.
- sf, gn, tta, cp, py, hb, apy

- Propylitización (clorita, epidota)
- Ancho de alteración de centímetros
- tda, sf, py, sb, rjg, jam



# VETAS

**(Apéndice 24.9)**

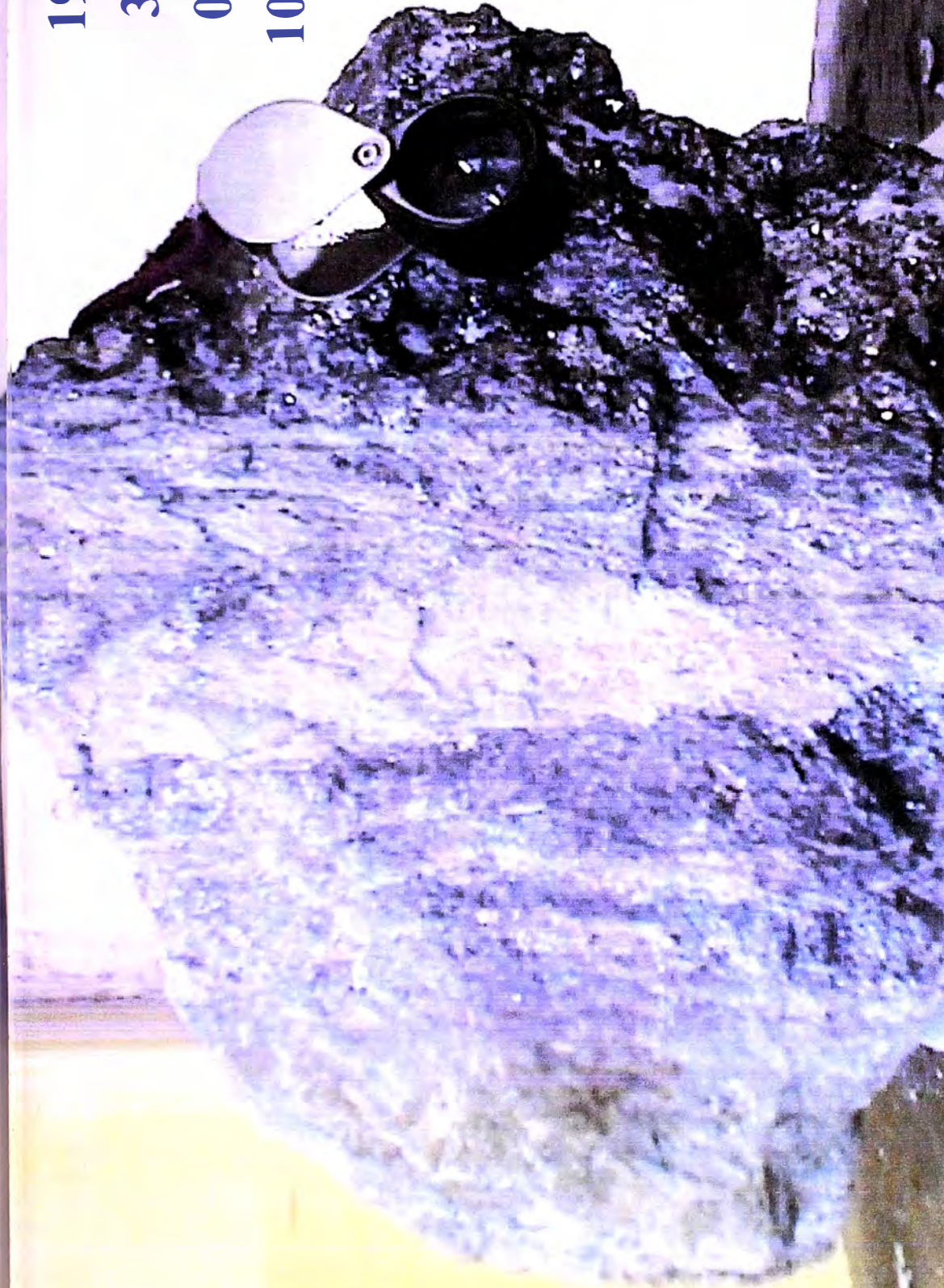
19.27%Zn

3.60%Pb

0.36%Cu

10.98Oz-A g

# RELLENO DE FISURAS DE CIZALLA O TENSIONAL



# CUERPOS

(Apéndice 24.9)

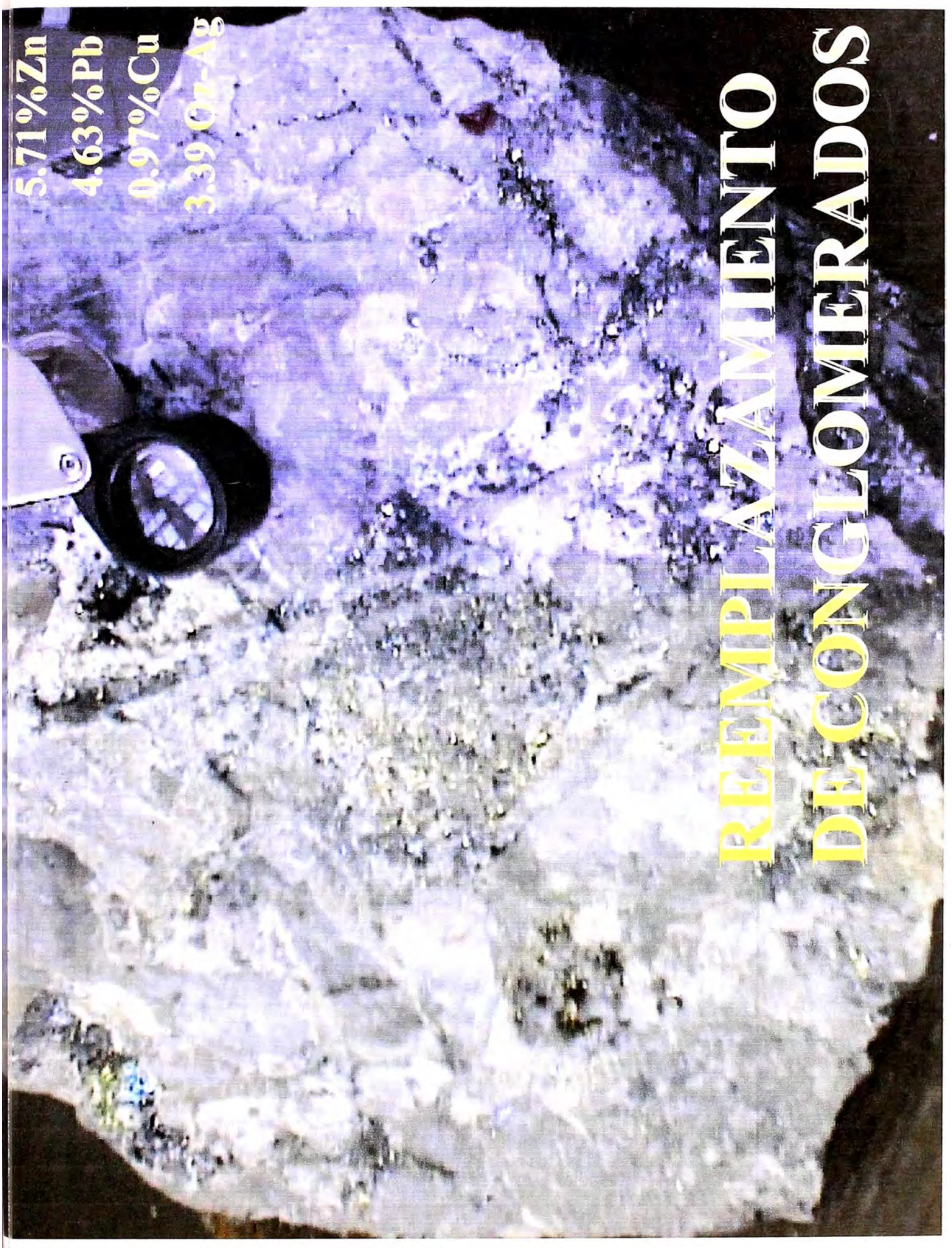
5.71%Zn

4.63%Pb

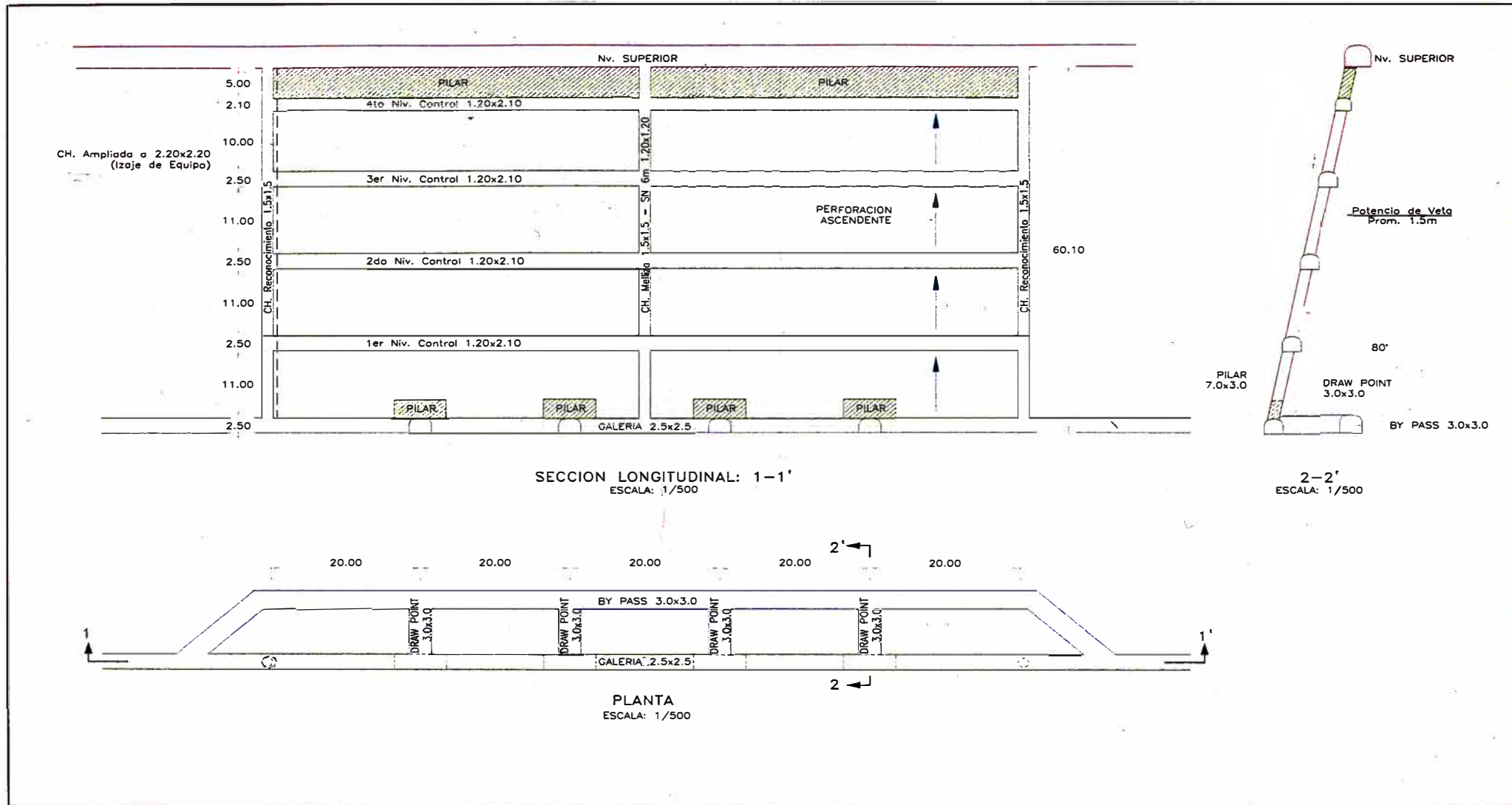
0.97%Cu

3.39 Oz-Ag

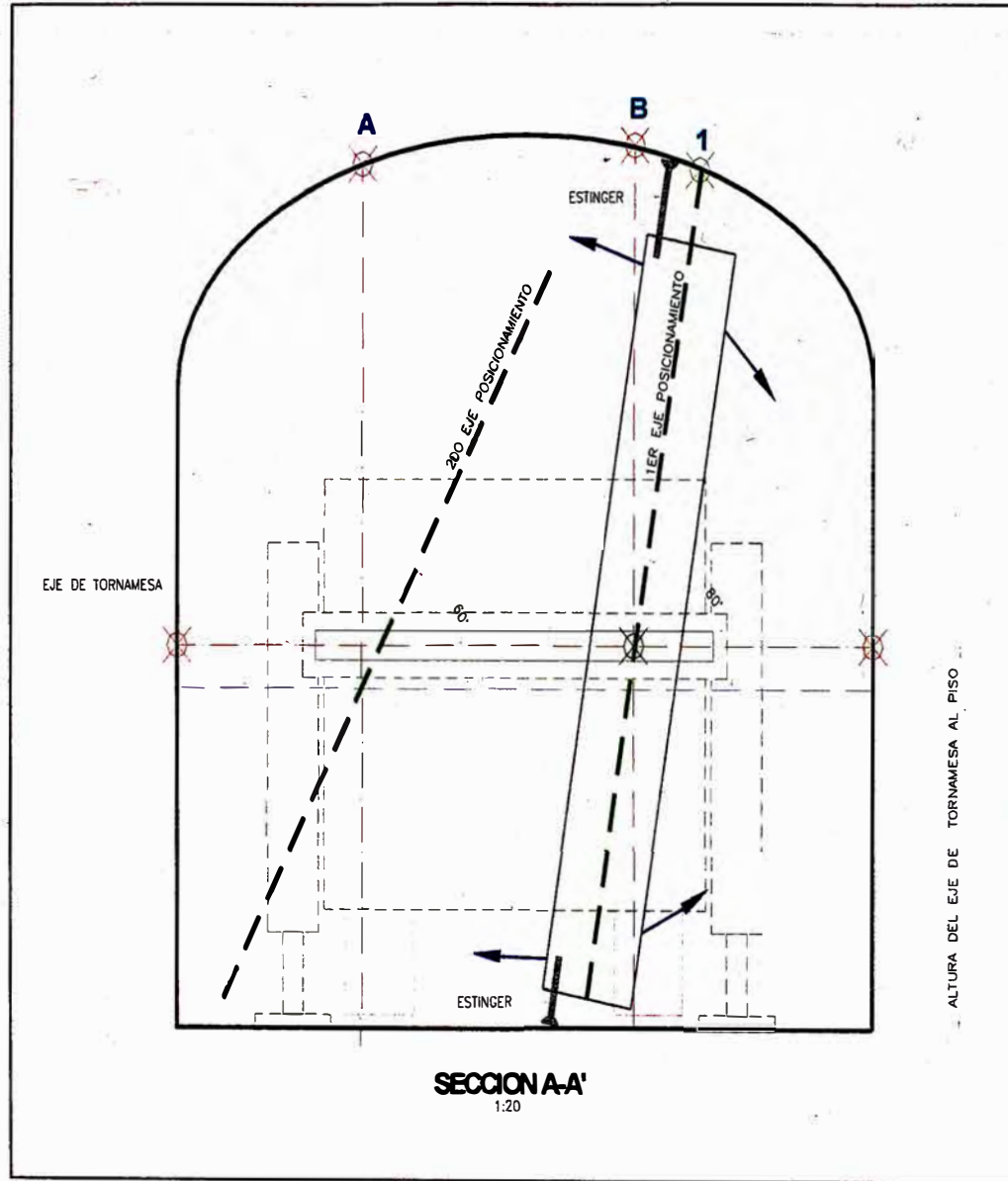
# REEMPLAZAMIENTO DE CONGLOMERADOS



## 24.10.- Diseño del Método de explotación.

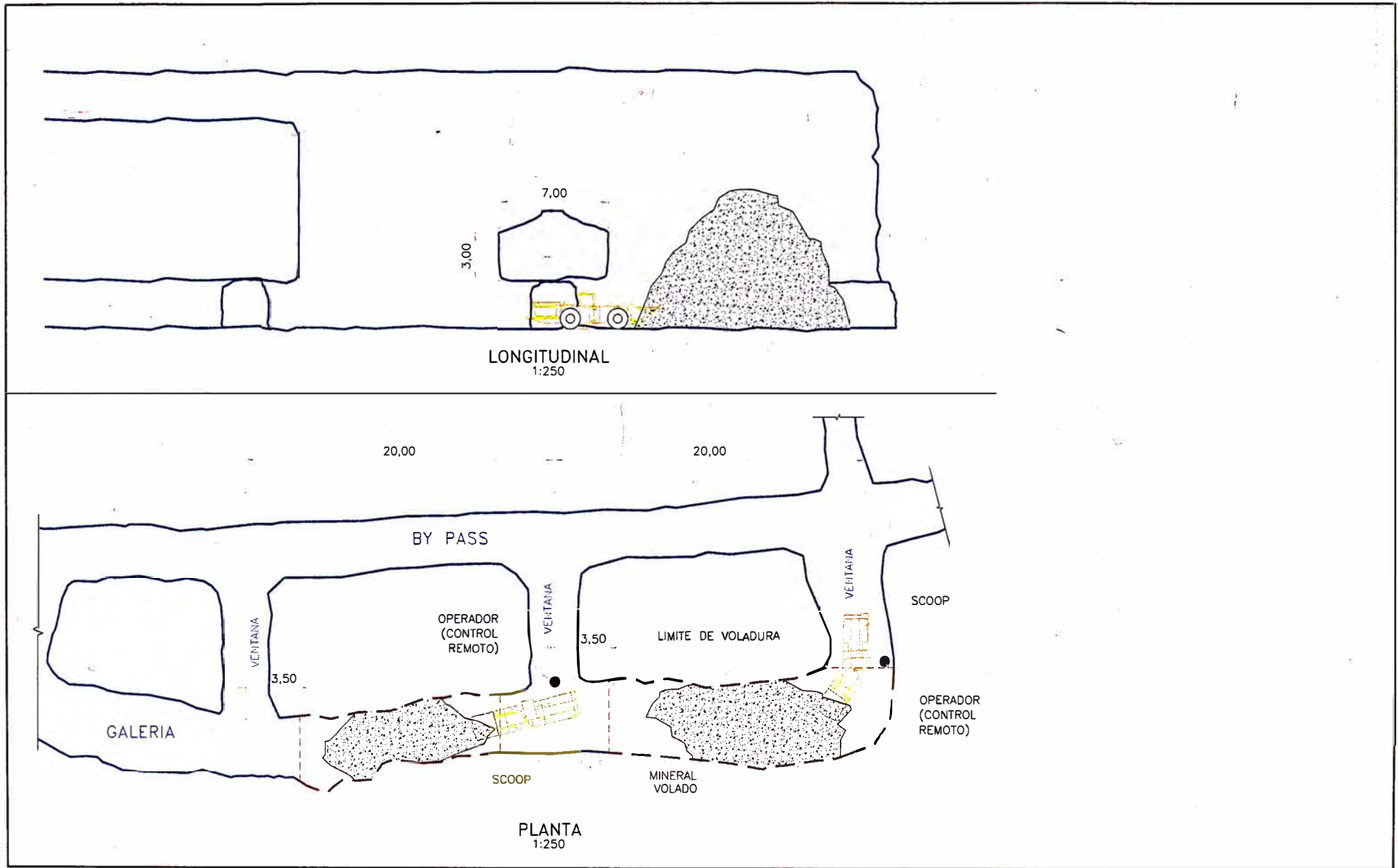


## 24.11.- Diseño de la sección de la labor

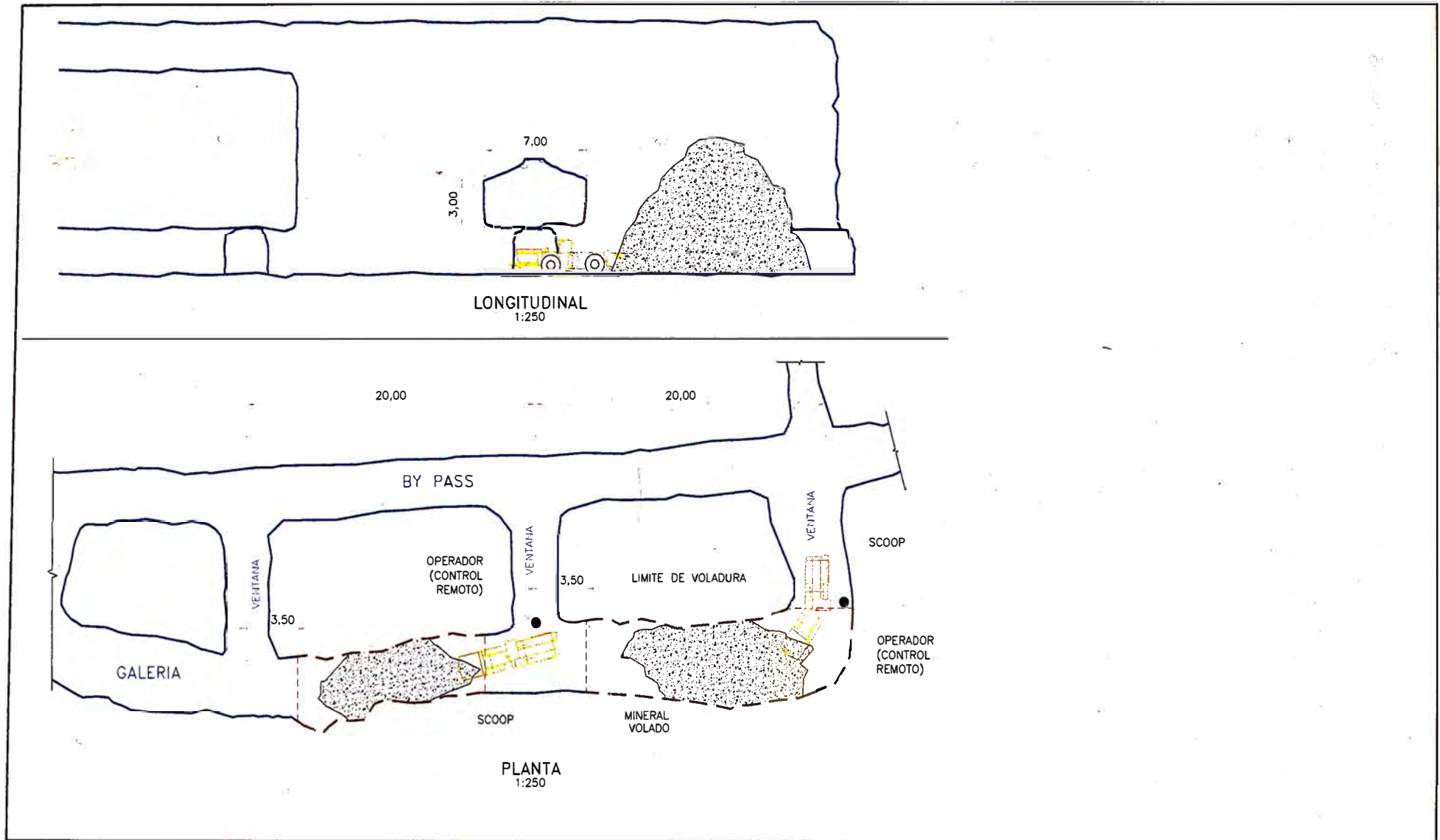




**24.12.- Diseño de las ventanas de limpieza de mineral.**



### 24.13.-Diseño de los puentes de protección para el operador



#### **24.14.- Fotos de perforación de Mini Raptor**

Fotos tomadas en una labor de perforación, en el cual muestra al Equipo mini raptor en plena perforación con la malla pintada, la Labor es 15C TJ644.

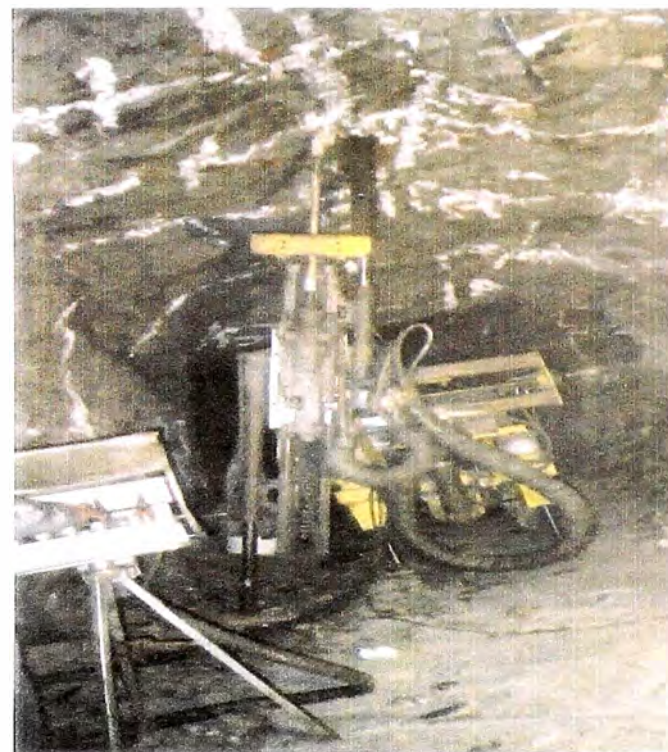
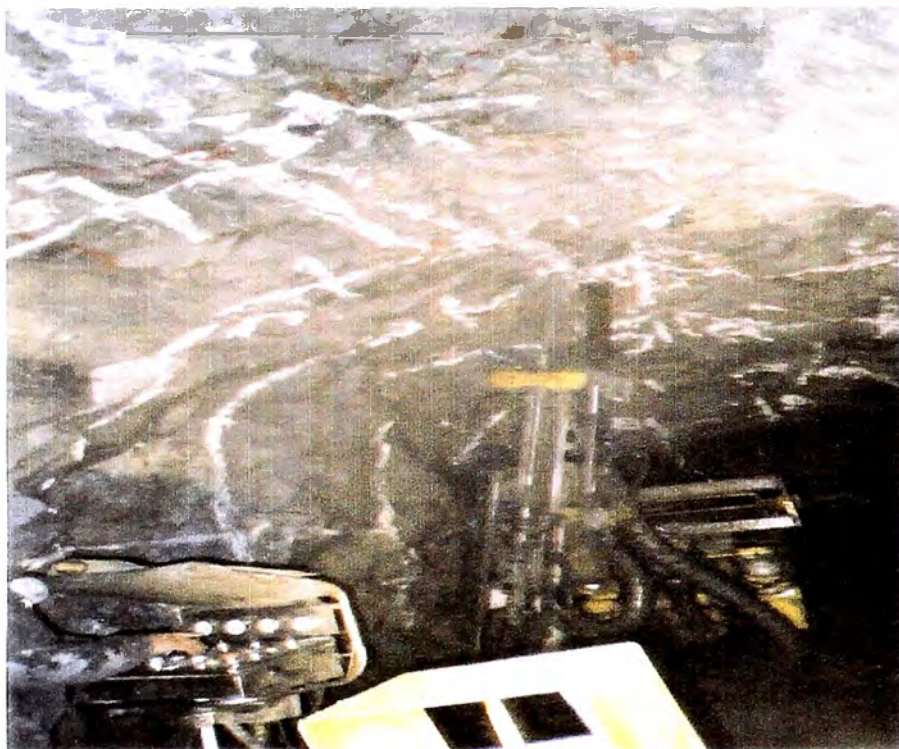
Fotos tomadas en una labor de perforación, en el cual muestra al Equipo mini raptor en plena perforación con la malla pintada, la Labor es 15C TJ644



Labor es 15C TJ644, donde se muestra el miniraptor N°1 y mi persona.



Equipo mini raptor con la malla pintada, la labor es 15C TJ644.



En una labor de perforación, en el cual muestra al Equipo mini raptor en plena perforación con la malla pintada, la Labor es 15C TJ644.

